Environnement Canada
Environment Canada

Service de la protection de l'environnement
Environmental Protection Service

MM
c.3

Aspects écologiques de l'extraction et de la production du nickel

Analyse économique et technique
Rapport SPE 3-AP-82-6F

Direction générale de l'environnement de l'air
Mars 1983

LES RAPPORTS DU SERVICE DE LA PROTECTION DE L'ENVIRONNEMENT

Les rapports d'analyse économique et technique font le point sur l'état des connaissances, présentent des études bibliographiques et des inventaires industriels et comportent des recommandations afférentes, dans la mesure où celles-ci n'impliquent aucune recherche expérimentale. La préparation des rapports peut être confiée soit au personnel du Service de la protection de l'environnement, soit à des entreprises ou organismes dont il sollicite les services.

Le Service publie nombre d'autres rapports dans les collections suivantes : Règlements, codes et méthodes d'analyse, Politique et planification, Développement des techniques, Surveillance, Exposés et mémoires soumis à des enquêtes publiques, Évaluation des incidences sur l'environnement et Guides de formation.

Pour tout renseignement, prière de s'adresser au Service de la protection de l'environnement, ministère de l'Environnement, Hull (Québec), Canada, K1A 1C8.

ENVIRONMENTAL PROTECTION SERVICE REPORT SERIES

Economic and Technical Review Reports relate to state-of-the-art reviews, library surveys, industrial inventories, and their associated recommendations where no experimental work is involved. These reports will either be undertaken by an outside agency or by the staff of the Environmental Protection Service.

Other categories in the EPS series include such group as : Regulations, Codes and Protocols; Policy and Planning; Technology Development; Surveillance; Training Manuals; Briefs and Submissions to Public Inquiries; and Environmental Impact and Assessment.

Inquiries pertaining to Environmental Protection Service Reports should be directed to the Environmental Protection Service, Department of the Environment, Hull, Québec, Canada, K1A 1C8.

Aspects écologiques de l'extraction et de la production du nickel *

Document d'information préparé
pour

LE PROGRAMME DES NATIONS UNIES CONCERNANT L'ENVIRONNEMENT

par

La Division des minéraux et des métaux
Direction des évaluations techniques
Direction générale de l'assainissement de l'air

Rapport EPS 3-AP-82-5F
Mars 1983

---

* Rapport fondé sur une étude effectuée en 1980 pour Environnement Canada par INCO TECH, Toronto, Ontario, en vertu du contrat nº OSS 79-00130.

Publication distribuée
par le Service de la protection de l'environnement
d'Environnement Canada
Ottawa
K1A 1C8

Édition française de
Environmental Aspects of the Extraction and Production of Nickel
préparée par le Module d'édition française
d'Environnement Canada

Numéro de catalogue : En 42-3/82-5F
ISBN : 0-662-91976-9

©
Ministre des Approvisionnements et Service
1983

RÉSUMÉ

La présente étude traite des problèmes que causent à l'environnement l'extraction et la production du nickel.

Elle porte sur les deux types fondamentaux de minerais : (a) les sulfures et (b) les oxydes de nickel (latérites) et examine rapidement les perspectives de la récupération et du traitement des nodules des grands fonds marins.

On y discute des ressources minérales mondiales et de l'offre et de la demande du nickel.

Divers procédés de raffinage du nickel ainsi que des techniques de dépollution de l'air, de l'eau et du sol sont décrits.

ABSTRACT

This review includes an identification of the environmental problems in the extraction and production of nickel.

The review covers the two basic ore types : (a) the sulphide ore and (b) the oxide ore of nickel (laterites) and also touches on the outlook for recovery and processing of deep sea nodules.

World mineral resources and the supply and demand situation relative to nickel are discussed.

Various technologies used in the processing of nickel ore to produce refined nickel are described as well as technologies to control air, water and soil pollution.

TABLE DES MATIÈRES

RÉSUMÉ/ABSTRACT iii
LISTE DES TABLEAUX vi
LISTE DES FIGURES vii

1 **INTRODUCTION** 1
1.1 Ressources minérales 2
1.2 Les amas sulfurés 3
1.3 Latérites nickélifères 4
1.4 Nodules marins 6
2 **PRODUCTION ET DEMANDE DE NICKEL** 7
2.1 Production 7
2.2 Demande 7
2.3 Types de produits 19
3 **EXPLOITATION DES MINERAIS SULFURÉS** 20
3.1 Incidences environnementales 20
4 **EXPLOITATION DES MINERAIS LATÉRITIQUES** 22
4.1 Incidences environnementales 22
5 **TRAITEMENT DU MINERAI** 23
5.1 INCO – Mines de Sudbury 23
5.2 INCO – Mines de Thompson 28
5.3 Falconbridge 28
5.4 Western Mining 31
5.5 U.R.S.S. 31
6 **PRÉPARATION ET CONCENTRATION** 33
6.1 INCO 33
6.2 Falconbridge 34
6.3 Incidences environnementales 34
7 **ÉLIMINATION DES STÉRILES ET VÉGÉTALISATION** 36
8 **PYROMÉTALLURGIE** 38
8.1 Historique 38
8.2 Procédés actuellement employés par INCO en Ontario 39
8.3 Procédés actuellement employés par INCO à Thompson 41
8.4 Procédés employés chez Falconbridge 42
8.5 Procédés actuellement employés par la Bamangwato Concessions Ltd. – Le procédé Outokumpu 43
8.6 Incidences environnementales 45
9 **RÉDUCTION DES ÉMISSIONS DE DIOXYDE DE SOUFRE** 46
9.1 Usines d'acide sulfurique (procédé de contact) 46

9.2	Dioxyde de soufre liquide	47
9.3	Procédés chimiques d'absorption	47
9.4	Usines de soufre élémentaire	48
9.5	Résumé	48
10	**HYDROMÉTALLURGIE**	53
10.1	Procédé Sherritt	53
10.2	Procédé employé par INCO	53
11	**AFFINAGE**	57
11.1	Procédés employés par INCO	57
11.2	Procédés employés par la Falconbridge	58
11.3	Procédés employés par Amax Nickel Inc., à Port Nickel, Louisiane	59
12	**CONTRÔLE DE LA QUALITÉ DU MILIEU DE TRAVAIL**	62
13	**DESCRIPTION DES PROCÉDÉS POUR LES LATÉRITES**	65
13.1	Procédés pyrométallurgiques	65
13.2	Procédés hydrométallurgiques	69
14	**TECHNIQUES D'AVENIR EN HYDROMÉTALLURGIE**	75
15	**TECHNIQUES D'AVENIR EN PYROMÉTALLURGIE**	77
	RÉFÉRENCES	79

LISTE DES TABLEAUX

1	Réserves mondiales de nickel en 1977	2
2	Production minière mondiale de nickel en 1977	3
3	Production minière mondiale de nickel, de 1975 à 1979	8
4	Consommation mondiale de nickel de 1971 à 1977 chez les principaux pays consommateurs	12
5	Consommation de nickel du monde occidental par produit, pour certaines années	13
6	Consommation industrielle de nickel de première fusion dans le monde occidental, en 1971 et en 1976	13
7	Consommation de nickel aux États-Unis, par industrie de produits finis, de 1966 à 1976	13
8	Tendances de l'utilisation du nickel aux États-Unis dans les produits semi-finis et finis	14
9	Exportations de minerais, de concentrés, de mattes et de speiss de nickel en 1977	14
10	Importations de minerais, de concentrés, de mattes et de speiss de nickel en 1976	15
11	Exportations de ferronickel en 1976	16
12	Exportations de ferronickel en 1977	16
13	Exportations d'alliages de nickel non ouvrés en 1977	17
14	Exportations de produits semi-fabriqués à base de nickel en 1977	18
15	Caractéristiques requises des gaz pour la récupération optimale du soufre	49
16	Coût total de production des sous-produits du soufre provenant des gaz des fonderies de non-ferreux	51
17	Coûts de la récupération du soufre par livre de cuivre et de nickel produit	52

LISTE DES FIGURES

1 Photomicrographies d'un échantillon de minerai de nickel et de cuivre de Sudbury 5
2 Consommation de nickel 9
3 Consommation de nickel par région 10
4 Répartition de la consommation de nickel selon la destination première du métal (1979) 11
5 Traitement du minerai à l'INCO de Sudbury en 1918 24
6 Traitement du minerai à l'INCO de Sudbury en 1928 24
7 Traitement du minerai à l'INCO de Sudbury en 1938 25
8 Traitement du minerai à l'INCO de Sudbury en 1948 26
9 Traitement du minerai à l'INCO de Sudbury en 1958 27
10 Traitement du minerai à l'INCO de Sudbury en 1980 29
11 Traitement du minerai de nickel à l'INCO, Thompson, Manitoba 30
12 Schéma des opérations à la fonderie de Copper Cliff 40
13 Plan général de la fonderie de la BCL 44
14 Procédé Sherritt de lessivage à l'ammoniaque 54
15 Schéma des opérations de lessivage et de lavage à l'usine de minerai de fer d'INCO 55
16 Schéma de la récupération du nickel, à Copper Cliff, à partir de la liqueur concentrée 56
17 Schéma de principe de l'affinerie de Port Nickel 60
18 Schéma du procédé EXMIBAL (Guatemala) 66
19 Schéma de la réduction et de la fusion à la Ferronickel Falconbridge Dominica (République Dominicaine) 68
20 Schéma du procédé de lessivage à l'ammoniaque de la compagnie Nicaro (Cuba) 70
21 Schéma du procédé de lessivage sous pression à l'acide – usine MOA (Cuba) 73

1 INTRODUCTION

L'utilisation du nickel remonte à la plus haute antiquité. Les importantes quantités de nickel contenues dans les objets de bronze et de cuivre primitifs nous en fournissent la preuve. Le cuivre blanc ou "packfung" dont les Chinois faisaient le commerce il y a plus de mille ans (1), était en fait un alliage de cuivre, de nickel et d'étain, imitant l'argent, dont s'inspirèrent les inventeurs du maillechort.

C'est A.F. Cronstedt qui, en 1751, a isolé le nickel et lui a donné son nom, mais, durant plus d'un siècle, cet élément n'a été guère plus qu'une curiosité scientifique.

La production mondiale de nickel qui n'était que de 400 t/an au début des années 1870, fit un bond au cours du dernier quart du XIX^{e} siècle, et trois événements y ont grandement contribué :

1. Entre 1863 et 1867, Jules Garnier découvre d'énormes gisements de garniérite (un silicate hydraté de nickel et de magnésium) en Nouvelle-Calédonie dont l'exploitation débute en 1875. Le nickel est d'abord expédié en Europe sous forme de minerai contenant de 8 à 10 p. 100 de nickel, puis sous forme de mattes de teneur supérieure à 60 p. 100 produites par une fonderie construite peu après, qui annonce l'actuelle affinerie de Nouméa.
2. À Sudbury, au Canada, on découvre de vastes gisements de ce que l'on croit être du sulfure de cuivre. L'exploitation débute en 1886 (2), et la présence de nickel dans le minerai occasionne des problèmes inattendus lors du traitement. Pendant plusieurs années, les métallurgistes cherchent un moyen de séparer les deux métaux, et leurs travaux aboutissent, en 1894, à la mise au point du procédé Orford (3). Souvent modifié par la suite, ce procédé est remplacé, en 1948, par un procédé de séparation appliqué à la matte de cuivre et de nickel, qui est actuellement utilisé à Sudbury et en U.R.S.S.

   Au tout début du siècle, la Nouvelle-Calédonie est le premier producteur mondial de nickel, avec 65 p. 100 de la production, mais au cours de la première décennie, la situation est pratiquement renversée, et en 1916, le Canada, grâce aux gisements de Sudbury, produit 41 500 t de nickel, ou 80 p. 100 du total mondial (4), et supplante donc la Nouvelle-Calédonie. La région de Sudbury est demeurée celle où l'on produit le plus de nickel au monde.
3. James Riley découvre, en 1889, les propriétés des aciers au nickel. C'est un événement d'une importance considérable pour l'industrie du nickel, car les armées de tous les pays se hâtent de tirer profit de ce nouveau matériau pour la fabrication de leurs matériels blindés (5). Dès lors, la demande de nickel comme élément des alliages ferreux et non ferreux augmente rapidement et régulièrement, et les propriétés spéciales conférées par ce métal ouvrent une nouvelle voie à la métallurgie. Au cours des cent dernières années, la consommation annuelle de nickel passe de 400 à plus de 800 000 t.

Des statistiques sur les réserves et la production mondiales de nickel en 1977 sont présentées dans les tableaux 1 et 2 (6).

Tableau 1 Réserves mondiales de nickel en 1977 (en milliers de tonnes)

	Réserves	Autres ressources[1]	Ressources totales[1]
Amérique du Nord :			
États-Unis	200	14 900	15 100
Canada	9 600	11 600	21 200
Total	9 800	26 500	36 300
Afrique	2 300	6 700	9 000
Amérique centrale et Antilles :			
Cuba	3 400	14 200	17 600
République Dominicaine	1 100	100	1 200
Guatemala	300	900	1 200
Porto Rico	–	900	900
Total	4 800	16 100	20 900
Europe : U.R.S.S.	8 100	13 200	21 300
Océanie :			
Australie	5 600	3 200	8 800
Indonésie	7 800	6 600	14 400
Nouvelle-Calédonie	15 000	31 300	46 300
Philippines	5 400	5 800	11 200
Total	33 800	46 900	80 700
Amérique du Sud :			
Brésil	200	3 300	3 500
Colombie	900	600	1 500
Venezuela	–	700	700
Total	1 100	4 600	5 700
Total mondial (chiffres arrondis)[2]	60 000	114 000	174 000

1. Données établies à l'aide de l'*U.S. Geological Survey*.
2. Ne comprend pas le nickel contenu dans les nodules des fonds marins.

1.1 Ressources minérales

Dans les gisements terrestres, le nickel se présente essentiellement sous deux formes : les amas sulfurés et les latérites nickélifères. Il existe des gîtes d'arséniure de nickel mais ce composé n'est généralement pas considéré comme étant un minerai. Au cours des 25 dernières années, les nodules des grands fonds marins, notamment ceux provenant de certaines zones du Pacifique Sud, ont retenu l'attention, et l'on croit qu'ils constituent une source presque inépuisable de nickel, de cobalt et de manganèse. Des recherches sur la récupération et le traitement de ces nodules sont en cours, et leur exploitation industrielle pourrait commencer dans les années 1990.

Tableau 2 Production minière mondiale de nickel en 1977

Pays	Compagnie	Produits	Capacité (en tonnes de Ni)
Australie	Western Mining Corp. Queensland Nickel Pty.	Nickel métallique et matte de nickel Oxyde de nickel et mélange de sulfures de nickel et de cobalt	80 000
Botswana	Botswana R.S.T.	Matte de nickel-cuivre-cobalt	18 000
Canada	INCO Ltd.	Aggloméré d'oxyde de nickel, oxyde de nickel soluble nickel métallique (cathodes et billes)	
	Falconbridge Nickel Mines Ltd. Sherritt Gordon Mines Ltd.	Matte de nickel de cuivre Nickel métallique	270 000
Cuba	Cubaniquel (propriété de l'État)	Oxyde et sulfure de nickel	36 000
République Dominicaine	Falconbridge Dominicana C. Por A.	Ferronickel	34 000
Grèce	LARCO – Société minière et métallurgique de Larymna S.A.	Ferronickel	11 000
Indonésie	PT/INCO		30 000
Nouvelle-Calédonie	Société métallurgique de nickel (SLN)	Ferronickel et matte	136 000
Philippines	Marinduque Mining Corp.	Nickel métallique et sulfures de nickel et de cobalt	32 000
Rhodésie	Shangani Ltd. (JCI)		12 000
Afrique du Sud	Rustenburg Platinum Mines Ltd. Matte Smelters Pty. Ltd.	Nickel métallique Nickel métallique	23 000
U.R.S.S.	Propriété de l'État	Nickel métallique et matte de nickel	?

1.2 Les amas sulfurés

Les amas sulfurés sont disséminés, et parmi ceux qui sont actuellement exploités, les plus importants se trouvent à Sudbury et à Thompson (Canada), à Kalgoorlie (Australie), et à Norilsk (U.R.S.S.). Tous sont d'origine éruptive, et l'abattage se fait à des profondeurs allant jusqu'à 9000 pi. Dans tous les cas, le nickel est présent sous forme de pentlandite $(Fe, Ni)_9S_8$, ordinairement associée à de grandes quantités de pyrrhotite (Fe_7S_8), un sulfure de fer faiblement magnétique. Le minerai contient ordinairement du cuivre sous forme de chalcopyrite ($CuFeS_2$), des platinoïdes, de l'or et de l'argent à l'état de traces, ainsi que d'autres éléments en traces, importants du point de vue de l'affinage et de l'environnement. Les amas sulfurés sont sous forme massive ou disséminée dans une matrice rocheuse basique ou ultrabasique (la péridotite).

La composition du minerai varie grandement non seulement d'une région à l'autre, mais aussi dans un même gisement. À Sudbury, les trois principaux sulfures, la pyrrhotite, la pentlandite et la chalcopyrite, sont présents, en moyenne, dans les proportions approximatives suivantes : 4,7, 1,0 et 1.

Le minerai de Thompson contient peu de cuivre alors que celui extrait à Norilsk contient 2 à 3 fois plus de cuivre que de nickel. Le rapport de la pyrrhotite au nickel est très variable et influe considérablement sur le choix du procédé d'extraction et les incidences environnementales qui en résultent. Dans les minerais de Sudbury et de Norilsk, ce rapport est élevé et, en général, il est supérieur à 10.

Les minerais sulfurés ont été formés à partir du magma en fusion; le soufre est combiné aux éléments métalliques, et les sulfures ont précipité sous forme de particules distinctes de la matrice. Au broyage, les particules se détachent de la gangue et se séparent les unes des autres en raison de faiblesses à la limite de grain. Des procédés chimiques ou physiques permettent d'éliminer le gros de la gangue et de séparer les différents sulfures. On présente à la figure 1 (7) des photomicrographies d'un échantillon de minerai de Sudbury montrant la répartition dans la roche des trois principaux sulfures ainsi que leur teneur relative.

1.3 Latérites nickélifères

On trouve des latérites nickélifères dans un grand nombre de régions tropicales et subtropicales. Le nickel est présent sous forme d'oxyde ou de silicate complexe, subdivisés de façon quasi-moléculaire, ce qui empêche la concentration du minerai par flottation. Dans quelques gisements, il est possible d'obtenir un certain enrichissement en séparant, par dégrossissage et criblage, les noyaux relativement inaltérés des morceaux de roche partiellement altérés.

Les latérites nickélifères dérivent de la météorisation de la péridotite nickélifère, une roche ultrabasique constituée en grande partie d'olivine et contenant environ 0,2 p. 100 de nickel.

Dans les latérites, le nickel est ordinairement concentré près de la base de la zone d'altération et il est recouvert d'une couche de terre riche en fer. Selon les facteurs de météorisation, une partie, ou même la plus grande partie du nickel peut s'accumuler dans la zone supérieure qui s'enrichit en fer et en nickel à la suite de la dissolution différentielle de la magnésie et de la silice. Ce minerai, qui contient jusqu'à 50 p. 100 de fer et de 1,3 à 1,55 p. 100 de nickel, est qualifié de limoniteux, et contraste avec le minerai silicaté qui se retrouve à la base du profil où le nickel a précipité sous forme de silicate à la suite du lessivage des métaux se trouvant dans la zone supérieure. Ces deux types de minerai sont présents dans presque toutes les latérites nickélifères, mais dans des proportions très variables. Par exemple, le minerai de Moa, à Cuba, qui contient 1,4 p. 100 de Ni, 0,15 p. 100 de Co et 48 p. 100 de Fe, est principalement de type limoniteux, tandis que celui de la Nouvelle-Calédonie, dont la teneur type est de 2,8 p. 100 en Ni, de 0,06 p. 100 en Co, de 13 p. 100 en Fe, de 37 p. 100 en SiO_2 et de 25 p. 100 en MgO, est surtout composé de silicates.

Pour le traitement, c'est l'hydrométallurgie qui convient le mieux aux minerais limoniteux en raison de leur teneur élevée en fer et relativement faible en nickel et parce qu'ils contiennent beaucoup plus de cobalt que de nickel. Les minerais silicatés sont traités presque exclusivement par voie pyrométallurgique.

FIGURE 1 Photomicrographies d'un échantillon poli et coloré de minerai de Sudbury

Les figures 1b et 1c sont des agrandissements de la partie encadrée des grains qui se trouvent dans les parties droite et gauche de la figure 1a, respectivement.

Couleur	Minéral
Olive	Roche
Beige-rosé	Pyrrhotite
Or	Pentlandite
Bleu	Chalcopyrite

Fig. 1a *Grossissement : X20*

Fig. 1b *Grossissement : X400*

Fig. 1c *Grossissement : X400*

1.4 Nodules marins

Leur exploitation comme source future de nickel comporte encore de nombreuses inconnues, et il serait très risqué d'investir dans ce domaine à moins de disposer de prévisions extrêmement optimistes concernant l'accroissement de la demande. Ces inconnues touchent l'exploration et la délimitation des champs nodulaires exploitables, l'extraction et la récupération des nodules, les procédés de traitement et d'affinage, le contentieux de la Conférence des Nations unies sur le droit de la mer, et les questions des redevances ou des taxes à imposer sur l'exploitation minière des océans par l'Autorité internationale des fonds marins des Nations unies.

Dans la conjoncture présente et prévisible, il est peu probable que les fonds marins seront l'objet d'une exploitation importante avant les années 1990.

2 PRODUCTION ET DEMANDE DE NICKEL

2.1 Production

Le tableau 3 montre la production minière mondiale de nickel de 1975 à 1979. Les sources d'approvisionnement ont considérablement changé au cours des années. Avant 1900, les latérites de la Nouvelle-Calédonie répondaient à la plus grande partie de la demande mondiale de nickel. Les rôles ont été renversés, au début du siècle, en faveur des amas sulfurés de Sudbury. Le nombre de producteurs s'est accru et au cours des dernières années, la part d'INCO a diminué au profit des gisements de latérites.

Le Canada demeure le premier producteur de nickel; sa production annuelle, tirée uniquement de gisements sulfurés, est de 230 000 à 240 000 t, soit 30 p. 100 de la production mondiale (elle a été plus faible en 1978 et 1979 en raison de la grève chez INCO). Soixante pour cent du nickel produit à l'heure actuelle provient de gisements sulfurés, et le reste, de latérites. Comme la majorité des nouveaux chantiers exploitent ce dernier type de gisements, la proportion de nickel extraite des gisements sulfurés continuera à décroître.

Les gisements sulfurés sont exploités au Canada (en Ontario et au Manitoba), en Union soviétique, en Australie, en Afrique du Sud, au Botswana, au Zimbabwe et en Finlande, et les latérites, en Nouvelle-Calédonie, à Cuba, en Indonésie, en Union soviétique, aux Philippines, en République Dominicaine, en Grèce, en Australie, aux États-Unis et au Brésil. Les deux types sont exploités en petites quantités dans beaucoup d'autres pays.

2.2 Demande

La consommation globale de nickel dépend de la production industrielle mondiale et des immobilisations pour les usines et le matériel. Soixante-dix pour cent de cette consommation découlent d'activités économiques axées sur les immobilisations.

Dans les pays à économie non dirigée, la consommation de nickel a augmenté de 6,4 p. 100 par année de 1950 à 1974. L'augmentation du coût de l'énergie, des taux d'inflation, des demandes de services sociaux et des coûts depuis 1975, ont considérablement freiné la création de capital et son réinvestissement dans de nouvelles usines et de nouveaux équipements. En conséquence, la consommation mondiale de nickel a considérablement diminué, et son taux de croissance ralentira. Pour la présente décennie, on estime que la demande mondiale de nickel augmentera de 4 à 5 p. 100 par année. Les figures 2, 3 et 4 montrent respectivement la consommation de nickel de 1950 à 1990, la consommation de nickel par région en 1979, et la destination première du métal.

En 1977, la répartition des ventes de nickel affiné était la suivante (les pays à économie dirigée ne sont pas compris) : INCO, 31 p. 100; Falconbridge et SLN (Société Anonyme Le Nickel, Nouvelle-Calédonie), 9 p. 100 chacune; Japon, 17 p. 100, U.R.S.S. et Cuba, 4 p. 100. Quatorze producteurs se partageaient le reste (30 p. 100), la part du plus important étant de 3 p. 100. L'entrée d'un grand nombre de nouveaux producteurs sur le marché du nickel au cours des dernières années et la surabondance de l'offre de 1975 à 1977 par rapport à la demande (surplus d'environ 270 000 t) ont été la cause d'une concurrence féroce vers la fin des années 1970 (9).

Tableau 3 Production minière mondiale de nickel, de 1975 à 1979 (en tonnes)[8]

	1975	1976	1977	1978	1979
Afrique du Sud	22 877	24 660	25 400	24 250	24 250
Australie (b)	83 583	90 976	94 653	90 785	81 600
Botswana	18 314	13 866	13 331	17 691	17 600
Brésil (c)	3 516	5 812	6 100	3 924	4 400
Birmanie (d)	21	26	19	20	20
Canada (e)	266 957	265 464	259 442	143 360	145 040
Dominicaine (République)	29 652	26 896	26 676	15 763	27 650
États-Unis (k)	16 987	16 469	14 347	13 504	14 100
Finlande (b)	5 840	7 008	6 393	4 825	6 428
Grèce (g)	31 014	30 380	21 000 (a)	24 140	22 700
Indonésie (c) (h)	21 193	21 928	15 400 (a)	35 179	39 352
Mexique (c)	55	62	65 (a)	24	22
Maroc (i)	550	220	220 (a)	192	187
Nouvelle-Calédonie (j)	146 938	131 065	120 218	65 490	80 942
Norvège (b)	335	440 (a)	440 (a)	–	–
Philippines (a)	10 472	20 723	16 500	34 222	39 740
Zimbabwe (a) (f)	11 000	17 600	17 600 (a)	17 600	17 600
Total	669 304	673 595	637 804	490 969	521 631
Albanie (a)	7 100	7 700	8 000	8 800	9 400
Allemagne (République démocratique)	2 800	2 800	2 800	3 000	3 000
Cuba (a) (f)	40 300	40 600	40 800	40 800	40 800
Pologne (a) (c)	2 400	3 100	3 100	3 100	3 100
U.R.S.S. (c)	168 000	176 000	159 000	163 000	168 000
Total	220 600	230 200	213 700	218 700	224 300
Total général	889 904	903 795	851 504	709 669	745 931

Source des données : *U.S. Bureau of Mines.* Dans la mesure du possible, ces données se rapportent à la production minière, et, lorsque celle-ci n'était pas connue, à la production d'une étape plus poussée de traitement, pour indiquer l'ordre de grandeur de la production minière.

(a) Estimation. (b) En concentrés. (c) En minerais. (d) Dans le speiss. (e) Nickel affiné, nickel des oxydes et des sels produits et nickel récupérable des mattes et des speiss exportés. (f) Nickel de l'oxyde et du sulfure. (g) Nickel récupérable du minerai. (h) Comprend une petite quantité de cobalt non déclarée séparément. (i) Nickel des minerais nickélifères et cobaltifères. (j) Nickel et cobalt des produits de la métallurgie, et nickel et cobalt récupérables des minerais exportés. À partir de 1977, les données se rapportent au nickel seulement. (k) Nickel du minerai expédié.

On estime qu'avant la fin de 1980, la capacité de production de nickel aura atteint 725 000 t (les pays à économie dirigée étant exclus). Cette estimation comprend la production des deux entreprises d'INCO outre-mer, P.T. INCO Indonesia et Exmibal, au Guatemala, de même que celles résultant de l'agrandissement des installations de Larco en Grèce. On évalue à 32 000 t les importations d'U.R.S.S. et de Cuba.

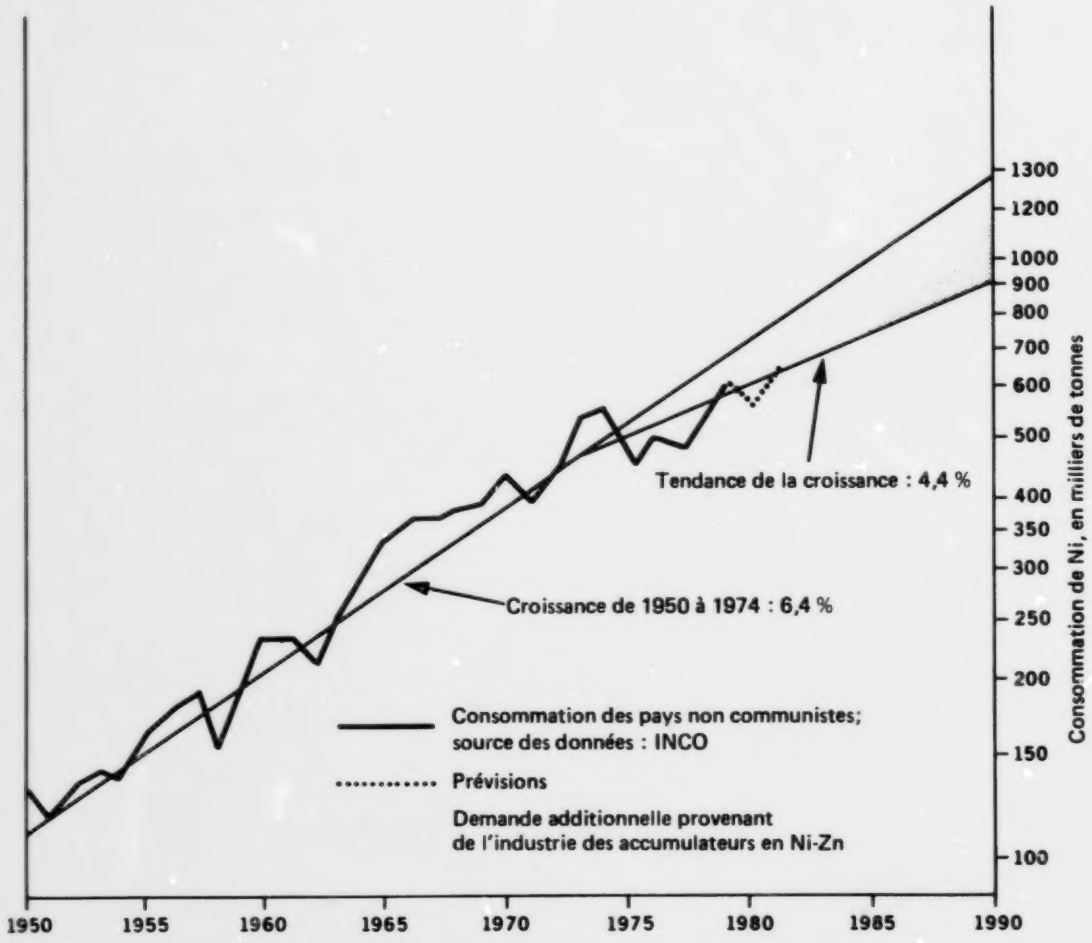


FIGURE 2 **Consommation de nickel (à l'exception de celle des pays à économie dirigée[11])**

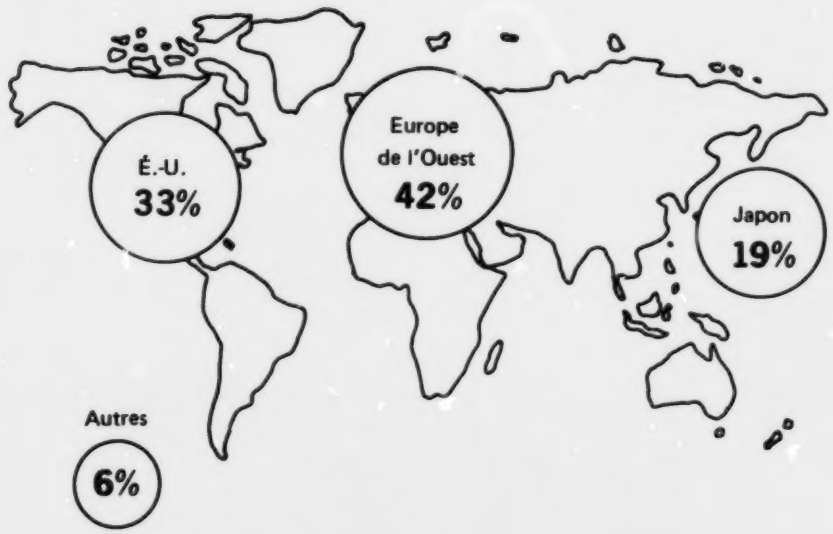


FIGURE 3 **Consommation de nickel par région (les pays à économie dirigée ne sont pas inclus)[6]**

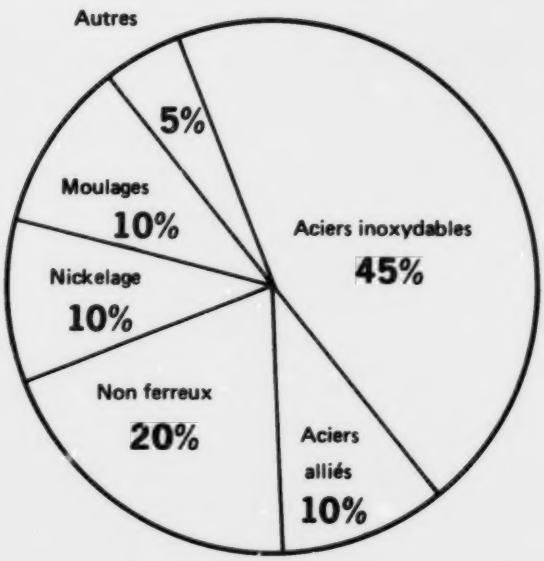


FIGURE 4 Répartition de la consommation de nickel selon la destination première du métal, en 1979 (les pays à économie dirigée ne sont pas inclus)[6]

On présente dans les tableaux 4 à 14 des données sur la consommation et le commerce du nickel.

Tableau 4 **Consommation mondiale de nickel de 1971 à 1977 chez les principaux pays consommateurs (en milliers de tonnes)**

Pays ou région	1971	1972	1973	1974	1975	1976	1977
Afrique	4,0	4,0	5,0	6,0	5,5	5,0	5,2
Allemagne (République fédérale)	34,3	43,0	54,8	61,2	42,8	56,4	54,2
Australie	4,0	4,0	5,0	5,0	3,5	4,0	4,3
Autriche	3,0	3,7	5,3	5,2	4,3	4,2	5,4
Brésil		2,9	5,3	6,6	4,0	4,7	6,0
Canada	7,9	11,5	13,0	14,3	10,8	11,5	8,0
Danemark	0,1	0,1	0,1	0,2	0,2	0,2	0,1
Espagne	3,4	4,3	5,3	6,0	5,0	6,4	8,2
États-Unis	116,8	144,5	179,4	189,1	132,9	147,8	140,9
Finlande	0,3	0,3	0,4	0,5	0,5	1,1	2,8
France	32,4	37,8	29,6	40,5	39,4	33,5	35,8
Grèce				0,2	0,1	0,1	0,1
Italie	18,0	18,4	20,4	21,1	17,0	22,0	22,6
Japon	89,5	83,3	111,2	119,1	90,0	121,2	97,3
Norvège	0,9	0,7	0,9	0,9	0,9	0,7	0,4
Pays-Bas	0,7	0,7	1,3	1,7	1,2	1,5	1,1
Portugal		0,3			0,3	0,4	0,2
Royaume-Uni	29,3	30,0	31,5	33,5	25,5	23,3	30,5
Suède	19,0	21,4	26,8	31,9	22,0	24,0	17,5
Suisse	1,8	1,4	1,0	1,1	1,6	1,8	1,3
Union économique belgo-luxembourgeoise	2,2	2,8	3,7	5,2	3,4	3,5	2,6
Yougoslavie		1,0	1,4	1,4	1,1	1,4	1,6
Autres	9,2	5,0	6,5	7,3	3,8	11,0	14,7
Total	376,8	421,1	507,9	558,0	415,8	485,7	460,3
Allemagne (République démocratique)	...	8,0	9,0	9,0	10,0	10,0	10,5
Bulgarie	...	0,5	0,5	1,0	1,0	1,2	1,2
Chine	...	22,0	18,0	18,0	18,0	18,0	18,0
Hongrie	...	1,5	1,5	1,8	2,0	2,2	2,2
Pologne	...	5,0	5,0	7,0	7,5	7,8	8,0
Roumanie	...	2,9	4,0	4,0	4,5	6,0	6,0
Tchécoslovaquie	...	6,0	7,0	7,0	8,0	10,0	11,0
U.R.S.S.	...	100,0	100,0	105,0	115,0	121,0	125,0
Autres pays à économie dirigée	...	0,4	0,5	0,5	0,5	0,5	0,5
Total	140,0	146,3	145,5	153,3	166,5	176,7	182,4
Total mondial	516,8	567,4	653,4	711,3	582,3	662,4	643,2

Les chiffres se rapportent au nickel affiné ainsi qu'au nickel contenu dans le ferronickel, l'oxyde de nickel et la fonte, mais non au métal récupéré, et comprennent les estimations.
Source : Bureau mondial des statistiques sur les métaux.

Tableau 5 **Consommation de nickel du monde occidental par produit, pour certaines années[12]**

Produit	Consommation réelle (en milliers de tonnes)			Consommation estimée (en milliers de tonnes)				
	1961	1966	1971	1972	1973	1974	1975	1976
Nickel électrolytique	173,2	239,1	250,8	261,7	287,6	275,4	193,0	267,1
Ferronickel	39,3	70,9	100,1	125,9	165,3	201,7	164,1	170,0
Oxyde de nickel	13,4	42,5	45,8	44,0	60,7	70,6	53,7	48,6
Total	225,9	352,5	396,7	431,6	513,6	547,7	410,8	485,7

Tableau 6 **Consommation industrielle de nickel de première fusion dans le monde occidental, en 1971 et en 1976[12]**

Industrie	1971 (INCO)		1976 (SLN)	
	milliers de tonnes de Ni	% du total	milliers de tonnes de Ni	% du total
Acier inoxydable	153,6	41	243,0	50
Nickelage	59,5	16	62,0	13
Alliages à haute teneur en nickel	45,0	12	62,0	13
Aciers de construction alliés	37,3	10	51,0	10
Pièces coulées en fonte et en acier	34,1	9	36,0	7
Pièces de cuivre et de laiton	11,4	3	17,0	3
Total	340,9	91	471,0	96

Tableau 7 **Consommation de nickel aux États-Unis, par industrie de produits finis, de 1966 à 1976 (en milliers de tonnes)**

Industrie	1966	1967	1968	1969	1970	1971	1972	1973	1974	1975	1976
Produits chimiques	21,4	26,0	22,4	34,3	33,4	29,7	35,2	41,2	43,0	28,0	31,1
Pétrole	11,7	14,1	12,4	17,3	17,8	17,9	21,3	24,7	26,1	18,5	18,6
Fabrication de produits métalliques	28,7	40,3	25,0	18,7	21,3	20,3	23,6	27,5	26,1	17,3	18,7
Transports :											
Aéronefs	30,4	16,5	24,3	14,9	13,4	13,9	16,2	19,2	17,0	11,9	18,1
Véhicules automobiles et accessoires	36,4	24,0	22,1	23,4	26,7	21,8	26,4	30,2	29,4	21,5	22,7
Construction et réparation de navires et de bateaux	11,7	7,3	9,2	8,6	6,6	6,1	6,8	8,4	13,4	10,2	8,7
Matériel électrique	34,7	20,2	20,7	30,0	28,8	25,7	30,6	35,6	34,4	25,6	26,9
Appareils ménagers	28,9	18,4	18,7	13,7	14,5	13,6	16,5	19,2	21,7	12,7	15,1
Machines	42,6	12,9	13,1	16,3	16,5	13,7	16,5	19,2	23,0	16,4	16,2
Construction	13,8	11,0	10,8	16,1	21,3	17,9	21,3	24,7	28,5	18,4	19,6
Autres	31,6	44,4	20,1	30,1	23,1	18,0	20,9	23,6	21,0	15,6	17,5
Total	291,9	235,1	198,8	223,4	223,4	196,6	235,3	273,5	283,6	196,1	213,2

Tableau 8 **Tendances de l'utilisation du nickel aux États-Unis dans les produits semi-finis et finis[12]**

	1972 - 1976	1974 - 1975	1975 - 1976
		% par année	
Aciers inoxydables et aciers réfractaires	– 0,6	– 50,5	+ 29,6
Aciers alliés	– 1,5	– 13,2	– 6,3
Superalliages	– 9,7	– 48,7	+ 36,0
Alliages nickel-cuivre et cuivre-nickel	– 5,6	0,0	– 24,0
Alliages pour aimants permanents	+ 6,5	– 38,1	+ 76,5
Autres produits à base de nickel et autres alliages de nickel	+ 1,3	– 15,7	– 14,8
Fontes	– 11,8	– 17,6	– 8,6
Électrodéposition	– 1,6	– 28,3	+ 46,2
Produits chimiques et utilisations dans l'industrie chimique	– 0,8	+ 46,9	+ 30,9
Autres utilisations	– 10,1	– 20,1	– 3,1

Tableau 9 **Exportations de minerais, de concentrés, de mattes et de speiss de nickel en 1977 (en milliers de tonnes)[12] par les principaux pays exportateurs**

	Exportateurs						
Importateurs	**Canada**	**Indonésie***	**Philippines**	**Pays-Bas**	**Nouvelle-Calédonie***	**Norvège**	**Total**
Allemagne (République fédérale)	–	–	–	1	–	–	1
Finlande	–	–	–	–	–	14	14
France	–	–	–	–	18	–	18
Japon	4	878	393	–	2680	–	3955
Norvège	35	–	–	–	–	–	35
Royaume-Uni	41	–	–	–	–	–	41
Suède	–	–	–	–	–	–	–
Autres	–	–	–	–	–	–	–
Total	80	878	393	1	2698	14	4064

* Données tirées des statistiques d'importation.

Tableau 10 **Importations de minerais, de concentrés, de mattes et de speiss de nickel en 1976 (en milliers de tonnes)[12]**

	Importateurs											
Exportateurs	**Allemagne (R.F.)**	**Autriche**	**Canada***	**Finlande**	**France**	**Italie**	**Japon**	**Norvège**	**Royaume-Uni**	**Suède**	**Suisse**	**Total**
Australie	8,4	–	17,2	–	–	0,3	27,9	3,2	2,9	3,0	0,1	63,0
Canada	4,2	–	–	–	–	3,6	13,2	63,9	51,1	0,4	0,4	136,8
Cuba	0,7	0,6	–	–	–	1,0	–	–	–	–	–	2,3
États-Unis	0,4	0,4	6,1	–	–	–	–	–	–	–	–	6,9
Indonésie	–	–	–	–	–	–	811,7	–	–	–	–	811,7
Norvège	–	–	–	12,9	–	–	–	–	0,3	–	–	13,2
Nouvelle-Calédonie	–	–	–	–	15,1	–	2639,7	0,2	–	–	–	2655,0
Philippines	–	–	–	–	–	–	3,7	–	–	–	–	3,7
Royaume-Uni	0,1	–	9,4	–	–	0,1	–	0,1	–	–	0,4	10,1
U.E.B.L.	–	–	–	–	–	0,1	–	–	–	–	–	0,1
Autres	–	0,2	0,4	–	–	0,4	–	4,2	0,8	1,2	0,8	8,0
Total	13,8	1,2	33,1	12,9	15,1	5,5	3496,2	71,6	55,1	4,6	1,7	3710,8

Tableau 11 **Exportations de ferronickel en 1976 (en milliers de tonnes)[12]**

	Exportateurs					
Importateurs	**Dominicaine (République)**	**France**	**Grèce**	**Japon**	**Nouvelle-Calédonie**	**Total**
Allemagne (R.F.)	5,1	16,8	20,0	–	–	41,9
Autriche	–	2,2	–	–	–	2,2
Espagne	–	1,0	–	–	–	1,0
États-Unis	26,9	–	2,9	–	16,9	46,7
France	–	–	4,0	–	93,0	97,0
Italie	5,0	13,8	–	–	–	18,8
Japon	1,8	–	–	–	3,0	4,8
Norvège	–	0,3	–	–	–	0,3
Pays-Bas	–	0,1	–	9,0	–	9,1
Roumanie	–	0,6	–	–	–	0,6
Royaume-Uni	–	4,3	–	–	–	4,3
U.E.B.L.	–	2,6	–	1,0	–	3,6
U.R.S.S.	–	4,2	–	–	–	4,2
Autres	–	0,3	18,9	1,0	–	20,2
Total	38,8	55,4	57,0	13,0	112,9	277,1

Tableau 12 **Exportations de ferronickel en 1977 par les principaux pays exportateurs (en milliers de tonnes)[12]**

	Exportateurs					
Importateurs	**Dominicaine (République)**	**France**	**Grèce***	**Japon**	**Nouvelle-Calédonie**	**Total**
Allemagne (R.F.)	3,1	18,5	12,7	–	–	34,3
Autriche	–	4,7	–	–	–	4,7
Espagne	–	1,2	–	–	–	1,2
États-Unis	29,0	–	1,5	–	27,8	58,3
France	–	–	6,0	–	82,8	88,8
Italie	6,2	9,1	–	–	–	15,3
Japon	3,8	–	–	–	–	3,8
Norvège	–	0,2	–	–	–	0,2
Pays-Bas	–	–	–	–	–	–
Roumanie	–	1,0	–	–	–	–
Royaume-Uni	–	5,9	5,2	–	–	11,1
Suède	–	5,6	6,6	1,0	–	13,2
U.E.B.L.	–	–	–	1,0	–	1,0
U.R.S.S.	–	3,4	–	–	–	3,4
Autres	–	1,0	–	–	4,4	5,4
Total	42,1	50,6	32,0	2,0	115,0	241,7

*Données tirées des statistiques d'importation.

Tableau 13 **Exportations d'alliages de nickel non ouvrés par les principaux pays exportateurs en 1977 (en milliers de tonnes)[12]**

	Exportateurs												
Importateurs	**Allemagne (R.F.)**	**Canada**	**É.-U.**	**Finlande**	**France**	**Italie**	**Japon**	**Pays-Bas**	**Royaume-Uni**	**Suède**	**Suisse**	**U.E.B.L.**	**Total**
Allemagne (R.F.)	–	–	8,42	–	0,14	–	–	0,39	7,40	–	–	–	16,35
Australie	–	–	–	–	–	–	0,04	–	–	–	–	–	0,04
Autriche	–	–	–	–	–	–	–	0,23	0,60	–	–	–	0,83
Brésil	–	–	0,20	–	–	–	0,34	–	–	–	–	–	0,54
Espagne	0,01	–	–	–	–	–	0,40	0,04	1,20	–	–	–	1,65
États-Unis	–	56,19	–	–	0,01	–	0,88	0,05	–	–	–	–	57,13
France	1,14	–	0,14	–	–	–	–	0,07	3,20	–	–	0,03	4,58
Inde	–	–	–	–	–	–	0,20	0,08	1,60	–	–	–	1,88
Italie	–	–	–	–	–	–	0,25	–	2,60	–	–	–	2,85
Japon	–	–	0,25	–	–	–	–	0,36	–	–	–	–	0,61
Pays-Bas	0,02	–	3,27	–	–	–	0,96	–	1,10	2,16	–	–	7,51
Pologne	–	–	–	–	–	–	–	–	–	–	–	0,14	0,14
Royaume-Uni	–	–	0,19	–	0,01	–	0,07	0,20	–	–	–	–	0,47
Suède	–	–	–	–	–	–	–	0,12	2,10	–	–	–	2,22
Suisse	–	–	–	–	–	0,55	–	0,03	2,50	–	–	–	3,08
U.E.B.L.	–	–	–	–	–	–	0,04	–	–	–	–	–	0,04
Yougoslavie	0,02	–	–	–	–	0,03	–	–	–	–	–	–	0,05
Autres	0,33	27,43	1,54	0,03	0,20	0,01	1,04	0,07	1,10	0,04	0,01	0,06	31,86
Total	1,53	83,62	14,01	0,03	0,36	0,59	4,18	1,73	24,50	2,20	0,01	0,23	132,99

Tableau 14 **Exportations de produits semi-fabriqués à base de nickel par les principaux pays exportateurs en 1977 (en tonnes)[12]**

Importateurs	Exportateurs												
	Allemagne (R.F.)	Autriche	Canada	É.-U.	France	Italie	Japon	Pays-Bas	Royaume-Uni	Suède	Suisse	U.E.B.L.	Total
Afrique du Sud	284	–	23	24	–	–	88	4	493	12	–	–	928
Allemagne (R.F.)	–	81	32	512	875	241	103	211	1 145	57	330	–	3 587
Australie	31	1	164	257	–	–	912	–	184	39	2	–	1 590
Autriche	821	–	–	–	3	–	–	–	225	44	65	–	1 158
Brésil	129	13	22	197	43	–	59	–	35	132	1	–	631
Canada	496	–	–	4 793	–	–	4	3	80	2	–	–	5 378
Danemark	355	1	–	–	–	–	–	–	59	11	228	–	654
Espagne	862	9	109	48	24	–	1	20	169	110	12	–	1 364
États-Unis	2 270	83	8 994	–	663	2	116	40	1 193	146	17	–	13 524
France	3 128	7	1	954	–	7	–	61	1 407	153	396	14	6 128
Inde	62	2	36	15	26	49	280	–	234	2	5	–	711
Iran	616	34	–	–	–	–	3	3	10	–	1	–	667
Irlande (république d')	76	–	–	–	50	–	–	–	125	–	4	–	255
Italie	655	12	83	229	119	–	–	38	831	71	154	–	2 192
Japon	55	–	342	298	70	–	–	–	384	1	–	–	1 150
Mexique	5	4	17	575	12	–	–	6	12	94	–	–	725
Norvège	403	–	–	4	–	–	–	–	118	27	4	–	556
Pays-Bas	1 144	2	30	611	111	102	12	–	692	48	43	–	2 796
Pologne	6	–	–	–	5	–	–	3	92	130	8	–	244
Roumanie	246	191	–	–	61	93	1	–	27	6	7	–	632
Royaume-Uni	1 118	–	1 063	675	102	24	4	28	–	127	482	–	3 623
Suède	378	53	117	106	–	–	–	2 341	720	–	60	–	3 775
Suisse	753	18	1	113	23	–	–	5	417	44	–	–	1 374
U.E.B.L.	1 363	2	19	166	591	–	10	7	527	4	7	–	2 696
Yougoslavie	496	15	–	–	–	–	–	4	21	25	12	–	573
Autres	2 947	185	169	860	417	304	1 204	174	2 097	145	246	2 524	11 272
Total	18 699	713	11 222	10 437	3 195	822	2 797	2 948	11 297	1 430	2 084	2 538	68 182

2.3 Types de produits

Le nickel de première fusion est produit sous une vingtaine de formes, réparties en deux catégories principales d'après sa pureté (10).

CATÉGORIE I : elle comprend les billes fabriquées à partir du nickel-carbonyle et les cathodes, d'une teneur en nickel supérieure à 99,9 p. 100. D'ordinaire, on y inclut aussi les briquettes, les rondelles et le NICKEL 98 même si ces produits ne peuvent pas être utilisés tels quels en électrodéposition.

CATÉGORIE II : elle comprend l'INCOMET (95 p. 100 de Ni environ), le Sinter 75 (75 p. 100 de Ni), ainsi que les diverses qualités de ferronickel dont la teneur en Ni varie de 20 à 55 p. 100.

Pour beaucoup de produits fabriqués en grande quantité comme les aciers inoxydables et les aciers alliés, il n'est pas nécessaire d'employer du nickel aussi pur que celui de la catégorie I; celui de la catégorie II suffit. Ces dernières années, les produits de catégorie II ont envahi le marché du nickel; les ventes ont passé de 19 p. 100, en 1955, à 38 p. 100 en 1970, et on prévoit qu'elles atteindront 48 p. 100 en 1980 (INCO).

Les minerais sulfurés et les latérites limoniteuses conviennent pour la fabrication du nickel de catégorie I. Les latérites silicatées peuvent aussi être utilisées après leur convertissage en matte.

On obtient facilement du nickel de catégorie II avec tous les types de minerais, mais les latérites silicatées se prêtent mieux à la fabrication des produits de la catégorie II, et du ferronickel, en particulier.

Le type de nickel produit dépend aussi des éléments présents à l'état de traces dans le minerai. En général, les minerais sulfurés contiennent des quantités récupérables de cuivre, de cobalt, d'or et de platinoïdes. D'ordinaire, on traite le minerai pour obtenir des produits de catégorie I afin de récupérer davantage de sous-produits, mais certains produits de catégorie II peuvent également être fabriqués sans perdre trop des sous-produits métalliques. Les latérites limoniteuses sont généralement assez riches en cobalt pour qu'il soit avantageux de le récupérer; tel n'est pas le cas des latérites silicatées.

INCO Limited produit 80 p. 100 du nickel canadien, uniquement à partir de gisements sulfurés. Sherritt Gordon Mines Limited, dont la production annuelle est d'environ 12 000 t, compte maintenant presque entièrement sur les mines d'INCO à Thompson pour ses opérations d'affinage. Le reste de la production canadienne, soit 50 000 t, provient de la Falconbridge Nickel Mines Ltd.

Étant donné qu'INCO était et reste le principal producteur de nickel à partir de minerais sulfurés, l'évolution des méthodes d'exploitation et de traitement qui est survenue dans cette entreprise est à l'image du développement de l'industrie du nickel.

3 EXPLOITATION DES MINERAIS SULFURÉS

En général, l'extraction du minerai se fait en profondeur. En 1977, INCO exploitait dix mines souterraines et deux mines à ciel ouvert à Sudbury, une mine souterraine à Shebandowan, en Ontario, ainsi que deux mines souterraines et une mine à ciel ouvert à Thompson, au Manitoba; la production totale annuelle de ces exploitations était de 19,6 millions de tonnes.

Au cours de la même année, la Falconbridge extrayait 2,8 millions de tonnes de minerai de ses mines souterraines de Sudbury.

Partout ailleurs, sauf en U.R.S.S., les mines sont souterraines. On ne connaît pas la quantité de minerai extrait en Union soviétique. Les nouvelles mines qui approvisionnent Norilsk, où se trouve le principal complexe de traitement, sont à Talnach, à environ 20 milles au nord de cette ville, et elles sont toutes souterraines. Grâce à ces exploitations, on a pu fermer la mine souterraine de Norilsk ainsi que les deux immenses mines à ciel ouvert qui alimentaient le complexe métallurgique depuis sa création au début des années 1930. Norilsk est une ville de Sibérie, à 70° de latitude nord, et l'extraction du minerai présente des problèmes particuliers d'instabilité du sol qui est perpétuellement gelé jusqu'à des profondeurs de 300 m. Les gisements de Petchenga, autrefois Petsamo, ont été exploités par INCO avant la Seconde Guerre mondiale alors que cette ville faisait partie de la Finlande. Le gisement a été exploité en profondeur, et finalement à ciel ouvert, jusqu'à ce qu'il soit épuisé, vers 1968. La fonderie de Petchenga continue de traiter les concentrés de plusieurs petites mines à ciel ouvert ainsi que le minerai enrichi à Norilsk et prêt à être directement fondu.

La description des nombreuses techniques d'exploitation souterraine qui varient selon les conditions des gisements n'entre pas dans le cadre du présent rapport. En général, l'exploitation s'est orientée vers l'extraction en vrac et la mécanisation, indépendamment de la teneur du minerai, en utilisant surtout des haveuses énormes et robustes. Pour l'amenée du minerai à la surface, on utilise de plus en plus des systèmes diesel sans rail au lieu de véhicules électriques.

3.1 Incidences environnementales

Dans les chantiers, la qualité de l'air a été améliorée grâce aux mesures de surveillance appliquées dans tous les secteurs de la mine, à la post-combustion catalytique des gaz d'échappement des moteurs et à un aérage convenable.

Pour abattre le minerai au front de taille, on emploie un mélange de fuel-oil et de nitrate d'ammonium, qui est moins dangereux et plus polyvalent que la dynamite. La teneur en composés azotés dans les eaux d'exhaure et dans l'air de la mine s'en trouve augmentée. Un aérage approprié permet de réduire la contamination de l'air, mais il n'existe pas de procédé satisfaisant de dénitrification des eaux d'exhaure et leur rejet dans les cours d'eau est une cause de préoccupations. Heureusement, le débit des eaux réceptrices est ordinairement assez élevé pour réduire au minimum leur eutrophisation. En général, la teneur en azote des effluents miniers ne dépasse pas les 50 mg/l.

La qualité des effluents miniers constitue un second problème d'ordre environnemental. L'eau des mines souterraines provient de diverses sources comme l'infiltration des eaux de surface, le forage et le dépoussiérage à l'eau et le remblayage hydraulique des vides. Dans les gisements sulfurés, surtout lorsqu'il y a beaucoup de pyrrhotite, le sulfure de fer s'oxyde facilement en sulfate ferrique qui s'hydrolyse par la suite avec formation d'acide sulfurique. Ce problème est particulièrement grave à Sudbury où le pouvoir tampon de la roche est faible : les eaux d'exhaure y ont en général un pH de 3,5 et contiennent d'importantes quantités de nickel en solution et de sulfure de nickel à l'état semi-colloïdal.

L'INCO et la Falconbridge se sont attaquées à ce problème à Sudbury en traitant, dans des installations centrales, les eaux d'exhaure des différentes mines et des bassins à stériles. Le traitement consiste en une neutralisation à la chaux, à pH d'environ 9,0, pour précipiter les métaux lourds, suivie d'une floculation et d'une clarification qui confèrent à l'eau une qualité suffisante pour la rejeter.

Pour réduire au minimum les volumes d'eau à épurer, on retourne autant d'eau que possible à l'usine avant qu'elle soit épurée. Ainsi, 85 p. 100 des 560 000 m^3 d'eau nécessaires chaque jour à l'INCO pour le traitement du minerai, sont fournis par l'eau recyclée.

À Thompson et à Shebandowan, la roche est assez alcaline et active pour neutraliser tout l'acide sulfurique formé à partir du sulfure de fer. Les eaux d'exhaure ont normalement un pH d'environ 9,0 et sont rejetées avec les stériles dans des étangs dont la surverse est évacuée dans les eaux réceptrices.

4 EXPLOITATION DES MINERAIS LATÉRITIQUES (13)

Les gisements de latérites nickélifères se trouvent près de la surface. Ils sont constitués de matériaux tendres, parfois argileux, qui résultent de l'altération chimique, intense et prolongée, des roches nickélifères au cours de laquelle le nickel et d'autres éléments ont été lessivés pour former un nouveau dépôt. Habituellement, le minerai est recouvert d'un mort-terrain tendre et d'épaisseur variable, et, dans un même gisement, l'épaisseur du dépôt peut varier considérablement. Pour extraire ces minerais contenant de l'oxyde de nickel, on a mis au point des techniques très différentes de celles qu'on utilise pour exploiter les roches dures.

En termes de génie, il s'agit avant tout d'un travail de terrassement. L'excavation se fait en surface à l'aide d'engins tels que pelles mécaniques, pelles à benne traînante et bouteurs. La plupart du temps, l'emploi d'explosifs n'est pas nécessaire, et on n'a recours au forage que pour des raisons spéciales comme le contrôle de l'exploitation. Ce n'est toutefois pas du simple terrassement. Les avantages que présente la tendreté du minerai sont annulés en grande partie par sa teneur non uniforme et sa profondeur variable. On doit au préalable planifier le travail, et, en cours d'exploitation, échantillonner constamment et faire preuve de savoir-faire pour que la teneur du minerai extrait et destiné à l'usine de traitement soit toujours appropriée.

Une fois le minerai extrait, on peut remblayer avec des stériles. Le rétablissement du relief initial, puis la remise en place du sol superficiel et enfin la restauration de la couverture végétale terminent le processus d'exploitation (14).

4.1 Incidences environnementales

La découverture et l'extraction du minerai détruisent le relief et la végétation naturels et exposent les latérites aux agents atmosphériques (il s'agit dans certains cas de très fortes tempêtes tropicales).

On doit planifier la remise en état avant de décaper. L'ordre dans lequel s'effectuera l'exploitation du gisement, l'accès au minerai, les travaux de terrassement contre l'érosion et la remise en état du relief, doivent prévenir l'écoulement d'eaux troubles pendant et après l'extraction (15).

La siltation ainsi que la teneur en métaux des eaux réceptrices doivent être contrôlées (16).

On devrait employer des méthodes convenables pour manutentionner la terre végétale afin de lui conserver sa fertilité et son potentiel de régénération (15). La restauration comprend normalement l'ensemencement d'espèces qui conviennent à l'utilisation foncière envisagée.

5 TRAITEMENT DU MINERAI

5.1 INCO – Mines de Sudbury

De la fin du XIX^{e} siècle au début des années 1930, INCO a été la seule compagnie au monde à traiter sur une grande échelle les minerais nickélifères sulfurés. L'évolution des procédés de traitement à Sudbury est donc typique de toute l'industrie du nickel.

On a commencé à traiter le minerai de Sudbury une vingtaine d'années avant l'avènement de la flottation par moussage, et ce procédé n'a été employé qu'à partir de 1930 en raison de l'appauvrissement du minerai. La flottation a été une bénédiction pour l'industrie du nickel, comme pour celle de la plupart des minerais non ferreux ordinaires. Des gisements sulfurés qui étaient trop pauvres sont ainsi devenus exploitables. C'est probablement le plus important progrès du siècle en métallurgie extractive.

Jusqu'en 1930, c'est à la main qu'on triait le minerai de la gangue. On le grillait ensuite en tas à ciel ouvert puis on le faisait fondre dans un haut fourneau. Pendant les 50 années qui ont suivi, il y a eu un foisonnement de nouveaux procédés et une augmentation phénoménale de la capacité de production. Les figures 5 à 10 montrent les progrès réalisés par l'INCO de dix ans en dix ans.

La figure 5 est un schéma des opérations en 1918 (10) et qui représente assez bien les méthodes métallurgiques utilisées depuis le début du siècle.

La figure 6 illustre le déroulement des opérations, dix ans plus tard. Le seul changement notable est qu'on commence à faire l'affinage électrolytique du nickel par le nouveau procédé Hybinette (17).

En 1938, le traitement devient beaucoup plus complexe (voir fig. 7), et le nombre de produits marchands ainsi obtenus augmente considérablement. Entre temps, on a mis en place, à Copper Cliff, une installation d'enrichissement par flottation différentielle, et on y a construit un nouveau four à réverbère, une usine d'affinage électrolytique du cuivre ainsi qu'une usine d'acide sulfurique, fabriqué à partir des gaz produits au cours de la fusion (17). On ne fait plus le grillage en tas à ciel ouvert, et presque tout le minerai est enrichi par flottation différentielle, ce qui donne des concentrés riches en cuivre et en nickel qui sont traités séparément dans la fonderie. Le concentré de nickel est grillé dans des fours à soles multiples, et le produit calciné tombe dans des fours à réverbère chauffés au charbon; le concentré de cuivre, de teneur beaucoup plus élevée, passe directement au four à réverbère. Grâce à la flottation différentielle, une grande partie du cuivre contenu dans le minerai peut être traité directement et finalement affiné sans être soumis au procédé Orford.

À Port Colborne, l'affinage électrolytique a presque complètement remplacé l'affinage au feu. Grâce à ce procédé, utilisé à la fois pour le nickel et le cuivre, il est maintenant possible de récupérer l'or, l'argent, les platinoïdes, le sélénium et le tellure des boues anodiques. Lorsque la compagnie anglaise Mond Nickel fusionne avec INCO en 1929, il devient possible de traiter les concentrés de platine à l'atelier d'affinage des métaux précieux d'Acton, au Royaume-Uni (17), et de produire des billes de nickel ainsi que des sels de cobalt et de cuivre à l'usine de Clydach, au pays de Galles (17), qui utilise le procédé au carbonyle. Le nombre d'éléments ainsi récupérés s'élève à 13.

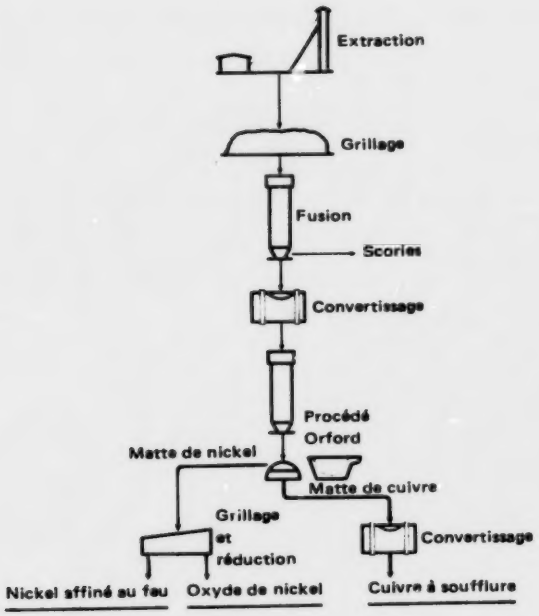


FIGURE 5 Traitement du minerai à l'INCO, Sudbury, en 1918

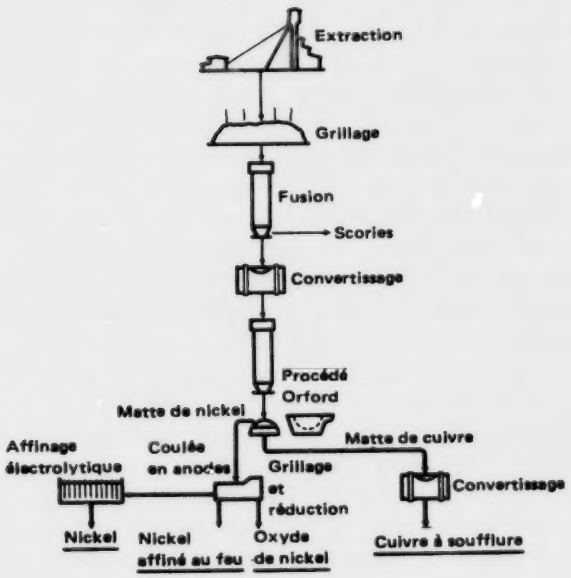


FIGURE 6 Traitement du minerai à l'INCO, Sudbury, en 1928

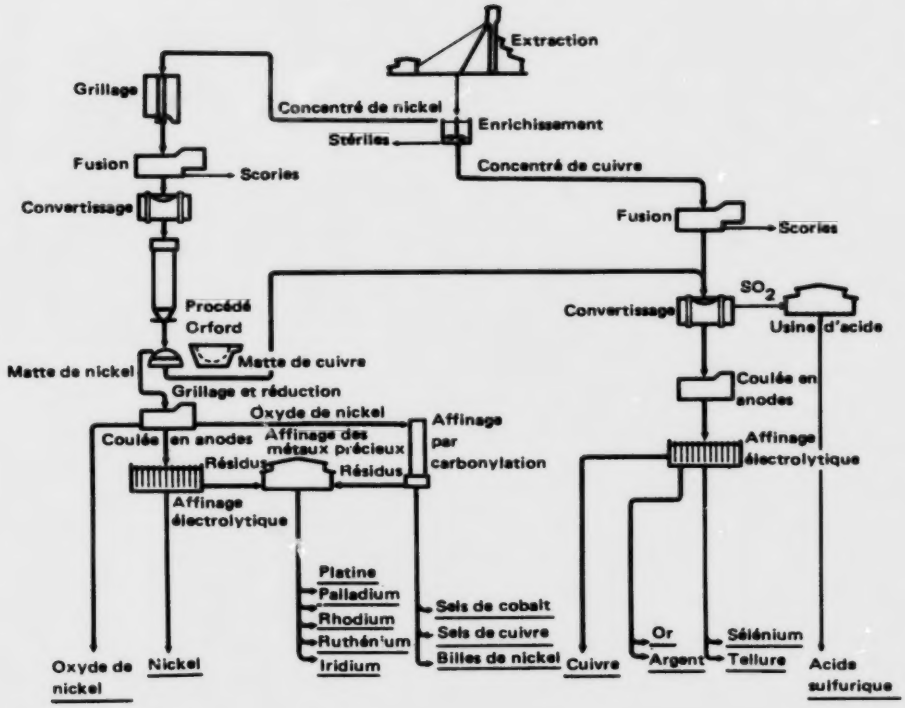


FIGURE 7 Traitement du minerai à l'INCO, Sudbury, en 1938

En 1948, le schéma du traitement comporte plusieurs innovations importantes, comme on peut le voir à la figure 8. Le procédé Orford employé pour séparer le nickel du cuivre a été abandonné. La matte de nickel et de cuivre est soumise au convertissage et à un lent refroidissement contrôlé, puis on sépare magnétiquement la phase métallique qui contient la plupart des platinoïdes; les sulfures de nickel et de cuivre sont séparés par flottation (13). Pour affiner le nickel, on emploie un bain de sulfate et de chlorure au lieu de l'ancienne solution électrolytique qui contenait du sulfate seulement, ce qui augmente considérablement l'efficacité du procédé ainsi que la production. Il est en plus possible de séparer et de récupérer désormais le cobalt.

Une autre réalisation de la période consiste en l'utilisation des stériles déschlammés pour remblayer les mines.

La période 1948-1958 est particulièrement active, comme le montre la figure 9. En plus des concentrés de nickel et de cuivre, on obtient, par un enrichissement plus diversifié du minerai, un concentré de fer; le nouveau schéma de traitement comprend maintenant le grillage, la réduction différentielle et le lessivage ammoniacal de ce concentré de pyrrhotite afin d'en extraire le nickel et de produire des boulettes de minerai de fer de haute teneur (13).

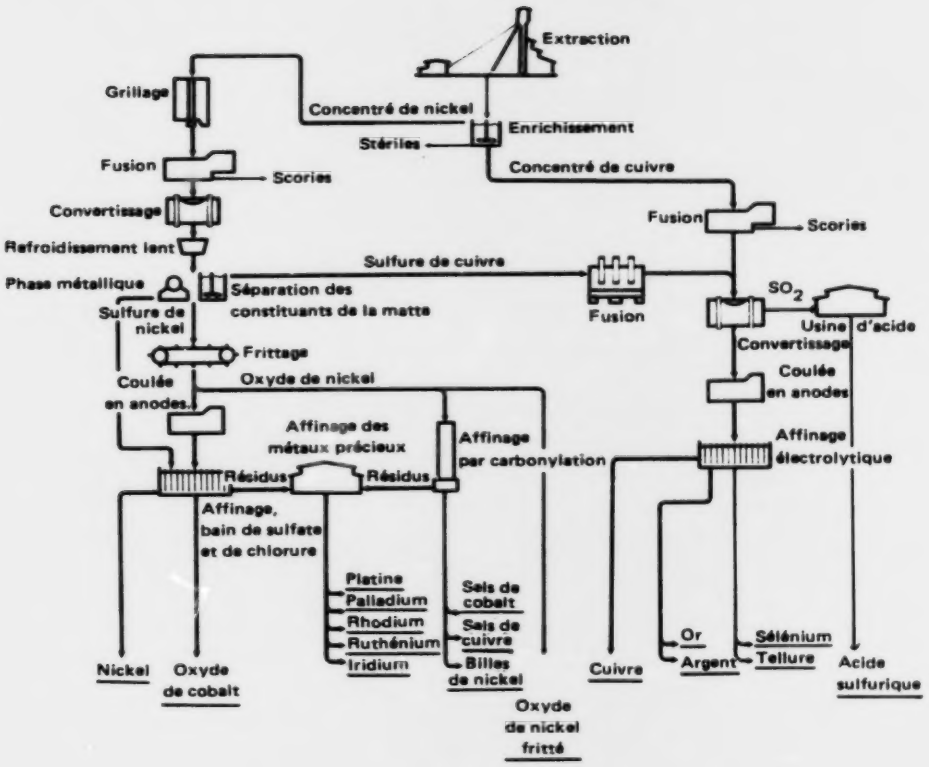


FIGURE 8 Traitement du minerai à l'INCO, Sudbury, en 1948

En réalité, le fait d'enlever la pyrrhotite, qui était auparavant fondue en même temps que le concentré de nickel, et de la traiter séparément augmente notablement la capacité de production de nickel des fours de fusion. Avec la fabrication des boulettes, le nombre d'éléments extraits du minerai s'élève à 14.

Les fours de frittage utilisés pour griller le sulfure de nickel provenant de la matte et le transformer en oxyde sont remplacés par des fours à griller à lit fluidisé compacts, propres et à commande facile qui permettent d'obtenir un produit de qualité supérieure et d'éliminer la poussière de l'usine (17).

On met au point une méthode qui permet, sans passer par le grillage ni la réduction en métal, de couler directement le sulfure de nickel en anodes sous forme de mattes pour en tirer du nickel électrolytique tout en récupérant le soufre et le sélénium élémentaires des boues anodiques (18). On récupère aussi le cobalt qui, par affinage électrolytique, est transformé en cobalt métallique.

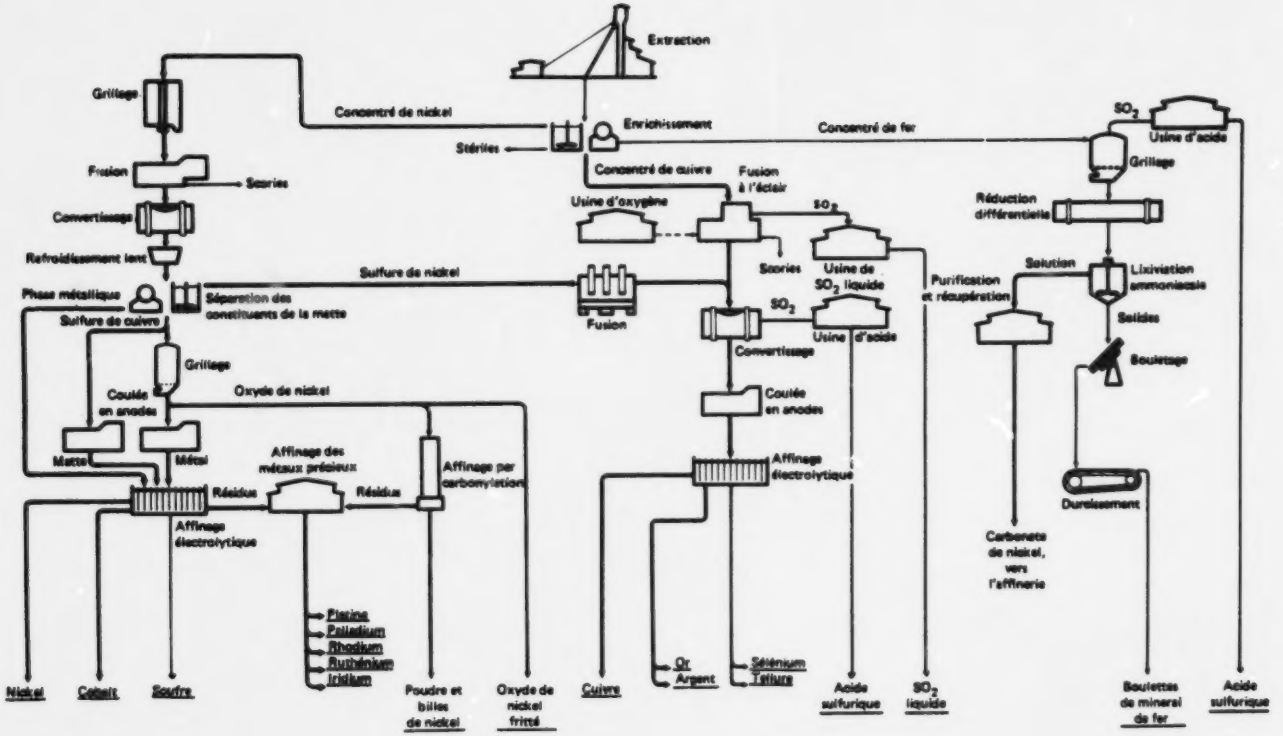


FIGURE 9 Traitement du minerai à l'INCO, Sudbury, en 1958

Le dernier schéma de la série (fig. 10) représente le procédé utilisé par la division ontarienne d'INCO en 1980. Les opérations intégrées d'extraction, de traitement, de fusion et d'affinage à Thompson, au Manitoba, seront décrites séparément. Une usine d'oxygène considérablement agrandie (sa capacité est de 1350 t/j) fournit l'oxygène aux fours à réverbère et aux convertisseurs, ainsi qu'aux fours de fusion éclair pour le cuivre. Pour la production d'oxyde de nickel fritté, on a ajouté deux réacteurs à lit fluidisé, l'un pour la chloration et l'autre pour la réduction à l'hydrogène, grâce auxquels on obtient un nouveau produit de teneur plus élevée : l'oxyde de nickel fritté 90.

On produit maintenant une qualité spéciale de nickel électrolytique contenant du soufre. Il s'agit des rondelles S qui, utilisées comme anodes en électrodéposition, se corrodent facilement et uniformément. Avec l'osmium, le sixième et dernier platinoïde, le nombre d'éléments récupérés s'élève maintenant à 15.

5.2 INCO – Mines de Thompson

La découverte, en 1955, des riches gisements de nickel de la région de Thompson, dans le nord du Manitoba, a été pour INCO une occasion unique de construire des installations modernes et intégrées en vue de produire annuellement 34 000 t de nickel affiné (19).

L'usine conçue pour traiter 6000 tonnes de minerai par jour, est entrée en service en 1960. Le minerai sulfuré provenait d'une mine souterraine et il contenait environ 15 fois plus de nickel que de cuivre. L'usine fut agrandie en 1967 pour traiter séparément 15 000 tonnes de minerai par jour extrait en galeries et à ciel ouvert.

Le minerai de la mine Thompson est déchargé directement dans les trémies à minerai grossier de l'atelier de préparation. Le minerai des mines souterraines plus éloignées et de la mine à ciel ouvert est déchargé dans une autre trémie et concassé à proximité de l'atelier; une fois réduit en morceaux d'environ 150 mm, il est acheminé aux trémies à minerai grossier. Tout le minerai est réduit en morceaux d'un pouce dans des concasseurs à cône et broyé jusqu'à un calibre de 65 mailles au pouce dans des broyeurs à barres et à boulets.

Le minerai extrait en galeries donne des concentrés séparés de cuivre et de nickel, tandis que celui qui est extrait à ciel ouvert donne un concentré combiné de nickel et de cuivre. Le concentré de nickel est ajouté à ce dernier pour former un concentré contenant 7 p. 100 de nickel, 0,3 p. 100 de cuivre et 25 p. 100 de S qui est traité à la fonderie de Thompson.

Le concentré de cuivre est envoyé à Copper Cliff pour y être traité, et les stériles servent à remblayer les vides des mines souterraines.

Le procédé mis au point pour traiter le concentré de nickel de Thompson obtenu par flottation est le suivant (fig. 11) : grillage autogène partiel dans un réacteur à lit fluidisé, fusion au four électrique, convertissage de la matte pour obtenir du sulfure de nickel et coulée de cette matte en anodes pour l'affinage électrolytique.

5.3 Falconbridge

C'est en 1933 que Falconbridge Nickel Mines Limited a commencé à traiter à Sudbury du minerai semblable à celui d'INCO, à raison de 3000 t/j. Par la suite, elle a étendu ses opérations et exploité d'autres mines et trois autres usines dans la région. Le concentré de cuivre et de nickel préparé dans ces usines était fritté avant d'être fondu dans un haut fourneau, et la matte obtenue, transformée au convertisseur en matte cuivre-nickel qui était affinée en Norvège. Les installations ont été considérablement agrandies en 1958 et en 1965 pour atteindre une capacité de production de 45 000 t de nickel par année.

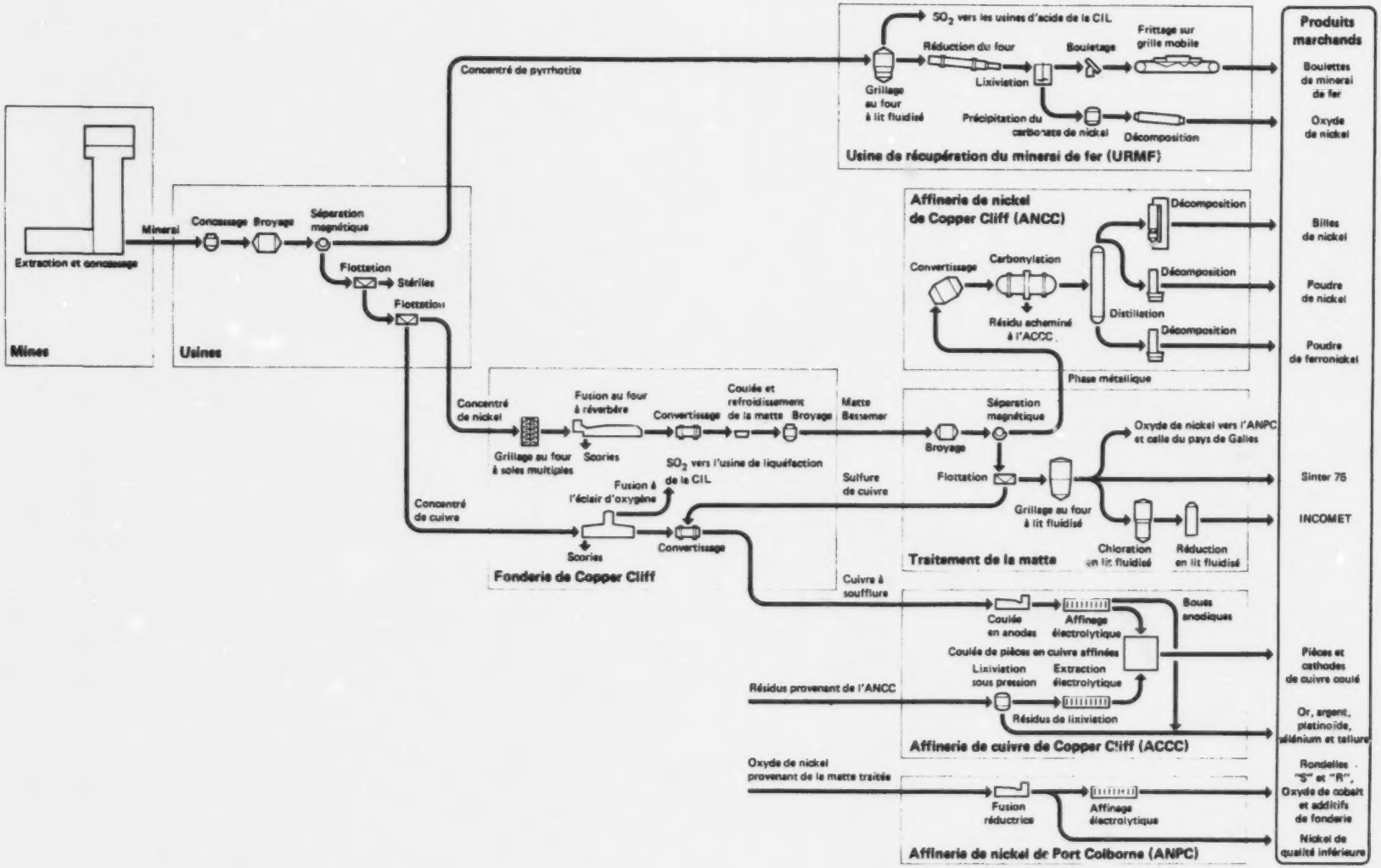


FIGURE 10 Traitement du minerai à l'INCO, Sudbury, en 1980

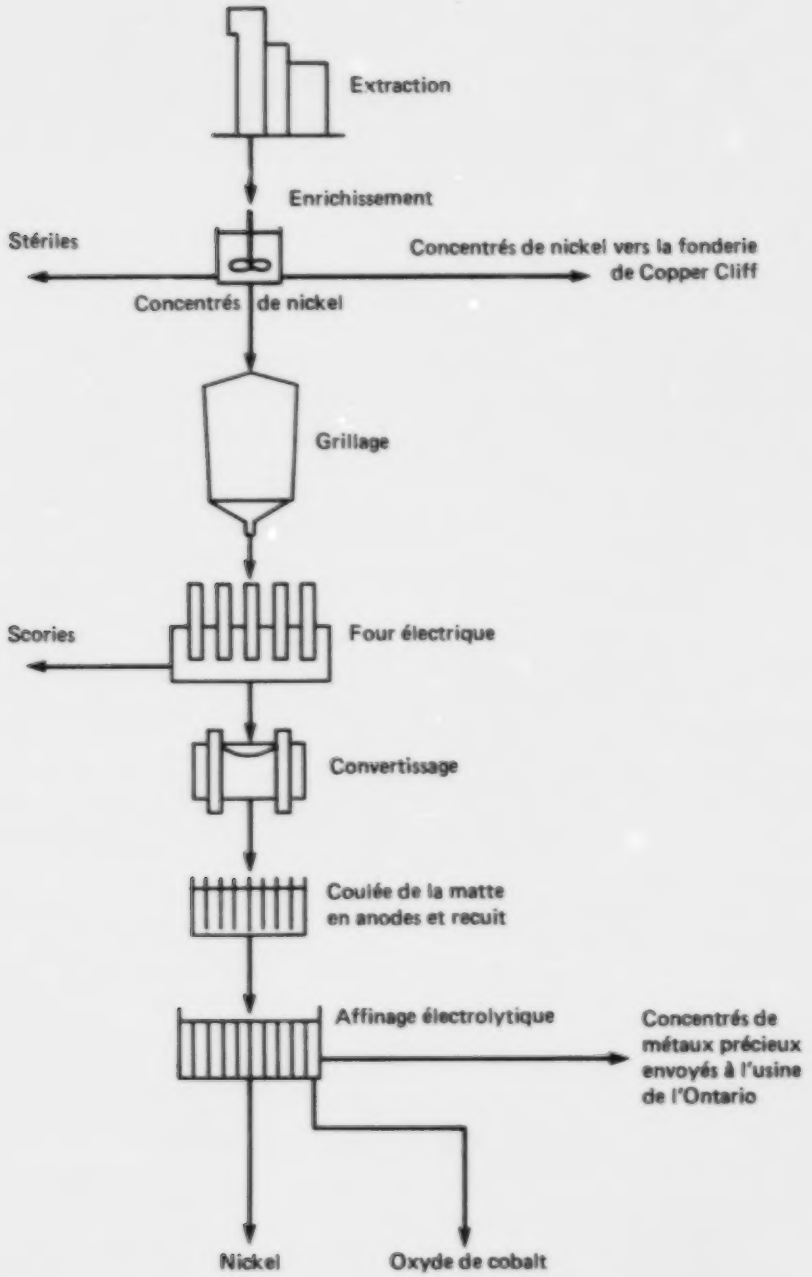


FIGURE 11 Traitement du minerai de nickel à l'INCO, Thompson, Manitoba

Vers le milieu des années 1950, la séparation de la pyrrhotite est venue s'ajouter aux opérations de préparation, et une usine a été construite pour traiter le concentré de sulfure de fer nickélifère. On effectuait un grillage dans des réacteurs à lit fluidisé pour obtenir du sulfate de nickel et de l'oxyde ferrique. Le nickel était extrait du produit calciné à l'eau et on le récupérait sous forme de sulfure de nickel brut qui était ensuite fondu. On a cessé ce traitement en 1972 parce qu'on ne parvenait pas à réduire de façon économique les émissions de dioxyde de soufre (SO_2) et de particules dues à la sulfatation par grillage.

En 1979, la Falconbridge a remplacé son haut fourneau par une nouvelle installation dans le genre de celle de l'INCO à Thompson comprenant un four de grillage à lit fluidisé et un four électrique. Avec le gaz du four de grillage, on fabrique jusqu'à 600 t d'acide sulfurique par jour, ce qui permet de maintenir les émissions de SO_2 dans les limites prescrites par le gouvernement de la province.

5.4 Western Mining

Au cours des dernières années, l'Australie est devenu un important producteur de nickel à la suite de la découverte à Kambalda, au début des années 1960, d'un riche gisement sulfuré contenant de la pentlandite et de la pyrrhotite, mais pauvre en cuivre. La Western Mining Corporation exploite ce gisement ainsi que d'autres dans la région. Les opérations sont entièrement intégrées; on prépare, par broyage et flottation, un concentré de nickel qui est ensuite fondu et affiné. Au début, tout le concentré était traité par un procédé hydrométallurgique du même genre que celui de Sherritt-Gordon. Ces dernières années, on a ajouté un four de fusion Outokumpu ainsi que des installations auxiliaires pour produire une matte de nickel qui est ensuite affinée à l'usine hydrométallurgique. La capacité annuelle de production est d'environ 19 000 t de nickel.

5.5 U.R.S.S.

L'U.R.S.S. tire annuellement 68 000 t de nickel de ses minerais sulfurés. Le principal centre de son industrie du nickel se trouve à Norilsk, à 70° de latitude nord, près de l'embouchure de l'Ienisseï et à 1600 km au nord de Krasnoïarsk, la plus proche tête de ligne ferroviaire. C'est à Talnach, dans la région de Norilsk, que le gisement de nickel et de cuivre a été découvert en 1965. Norilsk est desservie par le port de Doudinka, sur l'Arctique, et par l'Ienisseï; grâce à un service de brise-glace, l'Ienisseï est maintenant navigable toute l'année. En raison de l'éloignement, la plus grande partie du matériel requis pour le traitement du minerai est produit sur place. L'exploitation fait vivre une population de 170 000 habitants. Le charbon extrait des mines de l'endroit et le gaz naturel récemment découvert à quelque 80 km de là fournissent tout le combustible nécessaire. On estime généralement à 45 000 t de nickel et à 90 000 t de cuivre la capacité de production annuelle. Deux autres régions productrices de nickel ont pour centres Petchenga et Montchegorsk, dans la presqu'île de Kola. À Petchenga, le minerai de plusieurs petits gisements est préparé puis fondu au four électrique; 11 000 t de nickel sont produites annuellement sous forme de mattes de nickel-cuivre qui sont coulées en lingots, lentement refroidies puis envoyées à Montchegorsk pour y être affinées. Des gisements sulfurés sont aussi exploités dans la région de Montchegorsk où il existe des installations pour la préparation et la fusion du minerai, l'affinage électrolytique du cuivre et du nickel et le traitement de concentrés de métaux en provenance d'autres régions de la Russie. Comme le minerai est pauvre et que les gisements sont peu considérables, les fours de fusion sont utilisés en partie pour traiter le minerai de teneur élevée expédié de Talnach. On estime à 23 000 t par année la quantité de nickel

pouvant être affinée à Montchegorsk. Les exploitations de Montchegorsk et de Petchenga sont contrôlées par le combinat Severonickel. Bien que les installations se trouvent également dans l'Arctique, le climat est relativement peu rigoureux en raison de l'influence du Gulf Stream. La région est desservie par un bon réseau ferroviaire, et l'industrie du nickel profite aussi des installations portuaires de Mourmansk.

Jusqu'à présent, tous les procédés d'exploitation minière, de préparation, de fusion et d'affinage ont été pratiquement les mêmes que ceux de l'INCO; la fusion se fait dans des fours électriques.

On procède actuellement, à Norilsk, à un changement radical des procédés de fusion. On est en train de construire une nouvelle fonderie de cuivre et de nickel où l'on utilisera deux grands fours de fusion à l'éclair Outokumpu : l'un pour les concentrés de cuivre, et l'autre pour les concentrés de nickel. Pour traiter une fraction contenant de la pyrrhotite nickélifère exceptionnellement riche en platinoïdes, on ajoutera une installation hydrométallurgique où les opérations se feront sous pression.

Les opérations fondamentales par lesquelles on concentre les minéraux sulfurés contenus dans le minerai nickélifère consistent à concasser et à broyer la roche en grains assez fins pour libérer les sulfures de leur gangue. En général, un calibre de 60 mailles au pouce est suffisant, mais il peut arriver que les différents sulfures ne soient pas séparés l'un de l'autre. Dans ce cas il faut broyer de nouveau la partie du concentré qui contient les sulfures à séparer.

Les principales compagnies qui exploitent des minerais nickélifères sulfurés emploient toutes les méthodes semblables de préparation et de flottation. Les procédés en usage chez INCO serviront donc de modèle; seules les variantes notables seront mentionnées.

6.1 INCO

À Sudbury et à Thompson, la préparation et la concentration ont comme buts : *1*) d'enlever la pyrrhotite, par séparation magnétique, rebroyage et flottation, pour obtenir un concentré à 85 p. 100 de Fe_7S_8 et à environ 1 p. 100 de nickel; *2*) de séparer, de la gangue, par flottation, un concentré en vrac, et *3*) de séparer par flottation 80 p. 100 du cuivre pour obtenir un concentré de cuivre contenant 28 p. 100 de cuivre et 1 p. 100 de nickel ainsi qu'un concentré de nickel contenant 10 p. 100 de nickel et 2 p. 100 de cuivre.

La séparation de la pyrrhotite nickélifère du minerai sulfuré afin de ne pas en charger inutilement le four de fusion constitue un perfectionnement marquant pour l'industrie du nickel. INCO a mis au point un procédé consistant en une séparation magnétique de la pulpe suivie d'un broyage et de la flottation du concentré de pyrrhotite obtenu pour en réduire la teneur en nickel à moins de 1 p. 100. Auparavant, le concentré de nickel qui alimentait le four était composé de 60 p. 100 de pyrrhotite et ne contenait qu'environ 4 p. 100 de nickel. Pour chaque tonne de concentré fondu, 670 kg de sulfure de fer étaient brûlés en produisant 480 kg de SO_2 et une tonne de scories, et on ne retrouvait qu'environ 38 kg de nickel dans la matte Bessemer. Le minerai fut traité de cette façon à Sudbury jusqu'en 1953. Actuellement, il est débarrassé d'environ 75 p. 100 de sa pyrrhotite, ce qui permet d'obtenir un concentré à 10 p. 100 de nickel, à 2 p. 100 de cuivre et à 40 p. 100 de pyrrhotite. Pour chaque tonne métrique de ce concentré, on brûle 590 kg de FeS, on produit 430 kg de SO_2 et une tonne de scories, et on retrouve 100 kg de nickel dans la matte Bessemer. Ces chiffres démontrent l'avantage d'éliminer la pyrrhotite avant la fusion : plus on en enlève, moins il faut de concentré et de fondant pour obtenir la même quantité de nickel, et moins il se forme de SO_2 et de scories.

Les exploitants des gisements sulfurés séparent la pyrrhotite du minerai nickélifère, de façon plus ou moins poussée, selon le taux initial et selon les prescriptions antipollution. Chez INCO à Sudbury, la recherche vise actuellement à éliminer davantage de pyrrhotite à faible teneur en nickel. Les résultats seraient prometteurs.

À Sudbury, la plus grande partie de la pyrrhotite séparée passe par l'usine de récupération du minerai de fer où le nickel est transformé en oxyde, le fer, en boulettes, et le soufre, en acide sulfurique. On peut y traiter 1 million de tonnes de concentrés par année; le surplus de pyrrhotite est stocké en cas d'utilisation future ou rejeté avec les stériles.

Bien que les avantages de l'élimination de la pyrrhotite ne fassent pas de doute, certaines critiques ont été émises concernant la perte possible de 10 kg de nickel par tonne de concentré. Toutefois, même du point de vue de la conservation des ressources, cette perte est amplement compensée par les avantages et ces derniers sont tels qu'ils permettent l'exploitation de gisements riches en pyrrhotite qui seraient autrement considérés comme inexploitables.

Depuis 1959, INCO a mis en service les cinq ateliers de traitement de minerai suivants :

Année	Endroit	Capacité (t de minerai/j)
1959	Levack (Sudbury)	6 000
1960	Thompson (Manitoba)	15 000
1967	Frood-Stobie (Sudbury)	22 000
1971	Clarabelle (Sudbury)	35 000
1972	Shebandowan (Ontario)	3 000

On a conçu chaque atelier pour tirer profit des progrès réalisés dans le domaine de l'instrumentation et du contrôle. À Clarabelle (20), on contrôle en circuit fermé le concentré et les stériles à l'aide d'un ordinateur IBM 1800 couplé à un appareil d'analyse continue par fluorescence de rayons X. On y produit en vrac un concentré de cuivre et de nickel, par flottation, ainsi qu'un concentré brut de pyrrhotite, par séparation magnétique, qui sont tous deux acheminés par pompage, sur une distance de 2,5 km, à l'atelier modifié de Copper Cliff où le nickel, le cuivre et le fer sont séparés et concentrés.

6.2 Falconbridge

Cette compagnie a commencé à traiter le minerai en 1933 à son installation de Falconbridge, dans la région de Sudbury, dont la capacité devait finalement atteindre 3000 t/j. Il faut ajouter à cela la production de l'usine de Strathcona dont la capacité est de 10 000 t/j. Les deux usines se trouvent dans la région de Sudbury.

Ces installations produisent en vrac un concentré de nickel et de cuivre qui est acheminé, en suspension épaisse, aux fours de grillage à lit fluidisé, et fondu; les mattes de nickel-cuivre ainsi obtenues sont expédiées à Kristiansand, en Norvège, pour affinage.

6.3 Incidences environnementales

La préparation et la concentration des minerais sulfurés de nickel pose deux problèmes d'ordre écologique : celui de l'élimination des particules fines, et celui de la qualité de l'effluent. On se rend compte de leur ampleur dans la région de Sudbury. L'INCO peut à elle seule avoir à se débarrasser quotidiennement de 50 000 t de stériles fins. Les stériles grossiers servent au remblayage des mines, ce qui diminue d'autant la quantité à éliminer. Dans la région de Sudbury, jusqu'à 20 p. 100 des stériles sont utilisés à cette fin.

L'empoussiérage causé par les stériles fins a été un sérieux problème, maintenant en voie d'être résolu grâce au mouillage des stériles dans les bassins encore utilisés et à la restauration de la couverture végétale au-dessus des bassins qui ne le sont plus. À Sudbury, 2500 ha de terrain ont été reconvertis à la culture et le paysage verdoyant contraste avec le paysage de désolation et de poussière qui s'offrait à la vue jusque-là.

Le second problème regarde la qualité de l'eau dans les bassins à stériles. Le broyage et la flottation consomment beaucoup d'eau, 4500 m^3 pour 1000 t de minerai. Une partie de cette eau se retrouve avec les stériles; elle contient encore un peu d'agents de flottation fortement toxiques, mais, en général, leur teneur est assez faible pour qu'ils soient tolérés par les eaux réceptrices où ils se dégradent rapidement. Quoi qu'il en soit, le recyclage de la plus grande partie de l'eau utilisée pour le broyage et la flottation est en voie d'être adopté presque partout dans l'industrie afin d'économiser l'eau fraîche et de réduire au minimum la pollution des eaux destinées au service d'eau public.

La formation de thiosulfates et de polythionates constitue un autre sérieux problème relatif à la qualité de l'eau (21). Lorsque les sulfures de fer (la pyrrhotite, la pyrite et la marcassite) contenus dans le minerai nickélifère sont broyés et mis en contact avec les solutions fortement alcalines ordinairement employées pour traiter ce dernier, ils peuvent réagir, en faible quantité, pour donner des thiosulfates (S_2O_3) et des polythionates (S_nO_6, "n" pouvant varier de 3 à 8). Ces composés soufrés complexes sont stables dans les conditions où se fait le broyage, mais une fois que la boue alcaline de stériles est évacuée de l'atelier, ils commencent à subir l'action des agents naturels. Une brusque détérioration peut se produire dans le bassin à stériles, ou dans l'effluent du bassin, sur une distance pouvant atteindre 15 km, suite à l'oxydation de ces composés en acide sulfurique qui augmente l'acidité des eaux réceptrices.

On a réussi à résoudre ce problème (12) en laissant les eaux usées séjourner dans un bassin assez longtemps pour que les conditions appropriées de température et d'insolation, la surface exposée et les bactéries sulfoxydantes permettent l'oxydation des thionates et des polythionates en acide sulfurique. Les eaux devenues acides sont neutralisées avec de la chaux ou du calcaire avant d'être évacuées dans le réseau hydrographique.

Les stériles peuvent aussi donner lieu à des infiltrations acides. En effet, les résidus de la concentration évacués dans les bassins contiennent des sulfures de fer qui (la pyrrhotite notamment) sont oxydés par des bactéries en sulfate ferrique, lequel se transforme en acide sulfurique. Dans ce milieu acide, les sulfures de cuivre, de chrome, de cobalt, de manganèse, de nickel et de zinc se dissolvent; l'effluent n'est donc pas seulement trop acide, mais il contient aussi en solution des métaux toxiques pour les organismes aquatiques.

Une solution satisfaisante consiste à implanter une bonne couverture végétale au-dessus des stériles (voir la section suivante). L'interception de la pluie par la végétation et la transpiration des plantes diminuent la quantité d'eau qui s'infiltre dans les stériles et qui est à l'origine du problème.

7 ÉLIMINATION DES STÉRILES ET RESTAURATION DE LA COUVERTURE VÉGÉTALE

Les stériles proviennent des opérations de concassage et de concentration. Ces petites particules sont transportées en suspension épaisse par des conduits vers de grands bassins au fond concave; elles y sont déchargées le long du périmètre. La hauteur et la surface exposée des stériles augmentent à mesure que les bassins se remplissent. Ces derniers déparent le paysage et, lorsque les conditions atmosphériques s'y prêtent, ils constituent une source de poussière dommageable pour l'environnement, à moins que les stériles ne soient stabilisés.

La stabilisation des stériles a été un problème pour l'industrie minière pendant de nombreuses années. Au début des années 1940, INCO a expérimenté à cette fin un grand nombre de matières qui ont toutes été mises de côté en raison de leur inefficacité ou de leur coût prohibitif. Vers le milieu des années 1950, on a réussi à mettre au point un procédé d'implantation d'une couverture végétale au-dessus des stériles (22).

C'est le moyen le plus satisfaisant de stabiliser de façon permanente les stériles lorsqu'un bassin est abandonné. Du point de vue économique, chaque bassin est un cas d'espèce, car les coûts dépendent de la quantité de substances nutritives et d'amendements chimiques qu'il faudra pour que le milieu soit propice à la croissance des plantes. La teneur en pyrrhotite des stériles de la région de Sudbury varie selon la mine d'origine. À Copper Cliff, les travaux d'INCO ont démontré que l'épandage d'une quantité modérée de pierre à chaux agricole (11,1 t/ha) donne des résultats satisfaisants. Falconbridge en emploie généralement presque le double. Devant la nécessité de restaurer le couvert végétal d'une zone acquise par la Falconbridge et recouvert de haldes riches en pyrrhotite, le Dr U.M. Oko et son personnel se sont lancés dans la recherche d'un procédé efficace, qui a abouti à la découverte, par Michelutti (23), que l'implantation d'un couvert végétal pouvait réussir, moyennant la mise en place d'une couche de gravier. Entre temps, Spires (24) avait recherché le meilleur recouvrement pour les stériles riches en sulfures et découvert qu'il était constitué d'une couche de gravier superposée de terre glaise. Le gravier sert à empêcher la montée de l'eau acide provenant de la surface oxydée des particules de stériles (25).

Le pH de la rhizosphère fixé, on doit fournir aux plantes assez de substances nutritives pour assurer leur croissance. C'est le cas des éléments majeurs (azote, phosphore, potassium) car, en général, les stériles n'ont pas eu le temps de s'altérer. La quantité de phosphates assimilables dépend de la teneur en fer et en aluminium des stériles, mais on peut surmonter la difficulté en maintenant le pH entre 5 et 6. Ordinairement, il y a suffisamment d'oligo-éléments présents dans l'engrais sous forme d'impuretés, mais on peut en ajouter. On aura avantage à mêler des légumineuses aux plantes herbacées, les légumineuses aidant à fournir assez d'azote.

Dans la région de Sudbury, les meilleurs résultats ont été obtenus avec les graminées suivantes : la phléole des prés (*Phleum pratense* L.), le pâturin comprimé (*Poa compressa* L.), le pâturin des prés (*P. pratensis* L.), l'agrostis blanc (*Agrostis alba* L.), le brome inerme (*Bromus inermis* Leyss.) et la fétuque élevée (*Festuca elatior* L.). Les légumineuses dont la culture a réussi, suite à un bon ensemencement, sont le lotier corniculé (*Lotus corniculatus* L.) et la luzerne cultivée (*Medicago sativa* L.). La culture associée la plus courante est celle du seigle cultivé

(*Secale cereale* L.). Une fois la couverture végétale implantée, les arbres s'installent spontanément : bouleau (*Betula papryifera* March.), peuplier faux-tremble (*Populus tremuloides* Mich.) et saules (*Salix* sp.). La plantation, à titre expérimental de pins gris (*Pinus banksiana* Lamb.) et d'épinettes blanches (*Picea glauca* [Moench] Voss.) dans les bassins à stériles d'INCO à Copper Cliff, a été un succès (26).

On emploie des machines agricoles classiques pour préparer et ensemencer le terrain plat ou en pente douce compris entre les bermes qui retiennent les stériles. Chez INCO, on épand la moitié de la pierre à chaux nécessaire environ six semaines avant d'ensemencer. Lorsque vient le temps de semer, à la fin de juillet et en août, on étend le reste et on épand à la volée la moitié de l'engrais requis. Ces produits sont ensuite incorporés au sol en utilisant des charrues à disque, des herses, ou les deux à la fois, selon l'état physique du terrain. On utilise un distributeur d'engrais et un semoir en ligne combinés pour épandre le reste de l'engrais, les graines de la plante cultivée en association et la moitié des graines de graminées.

On épand alors à la volée sur la surface ensemencée une petite quantité de graines de brome, puis on utilise un semoir genre cultitasseur pour compacter le sol et semer le reste des graminées. Pour les pentes extérieures plus abruptes, on modifie la façon de procéder en employant des "*Klodbusters*" pour travailler le sol et des semoirs hydrauliques pour épandre la semence et le paillis. Toutes les pentes exposées au sud et au sud-ouest devraient être recouvertes de paillis.

Les stériles diffèrent d'un endroit à l'autre et les méthodes éprouvées devront être adaptées selon le cas.

Non seulement la végétation améliore l'apparence des stériles et élimine cette source de poussière, mais elle intercepte le quart de l'eau de pluie. Comme cette eau s'évapore directement et qu'en outre, pour une surface donnée, l'évapo-transpiration est supérieure à ce qu'elle serait si le terrain était dénudé, l'infiltration de l'eau dans les stériles, qui peut devenir un problème, est réduite.

En laissant pousser des arbres, on peut finalement instaurer un écosystème qui ne requerra pas d'entretien. La création d'une forêt ou d'une aire de protection de la faune, ou des deux, sur les terrains mis en état est une possibilité qui est actuellement à l'étude.

Ce n'est que récemment que les programmes d'élimination de la poussière dans les bassins à stériles en cours de remplissage ont fait l'objet d'un examen minutieux. L'emploi de composés organiques synthétiques enrobants semble être le moyen le plus efficace. Projetés sous forme liquide, ils emplissent les interstices à la surface et en s'agglutinant aux particules, forment une membrane perméable à l'eau et qui n'est pas toxique pour les plantes. Contre l'érosion éolienne des zones exposées au vent, on emploie parfois cette méthode en même temps que l'ensemencement. C'est la fragilité relative de ces membranes qui constitue le principal problème.

On supprime la poussière sur les routes qui passent en ces endroits à l'aide de chlorure de calcium ou d'huile usée. Des clôtures à neige et des arbustes coupés donnent des résultats satisfaisants pour certains bassins de superficie réduite.

On n'a pas encore trouvé de moyen entièrement satisfaisant de stabiliser, durant la période de gel sans neige, les stériles des bassins en cours de remplissage. À la fin de l'automne ou de l'hiver, lorsque les stériles ne sont pas recouverts de neige, le gel facilite la montée de l'eau par capillarité. Sous l'effet du soleil qui dégèle les stériles en surface et d'un grand vent qui évapore l'eau, il se forme une couche mince et sèche de particules que l'air déplace.

8 PYROMÉTALLURGIE

8.1 Historique

Exception faite des premiers procédés où les opérations se faisaient à la main et à petite échelle, la fonte des minerais sulfurés de nickel a commencé et a été perfectionnée à Sudbury, au Canada.

À ses débuts, l'industrie du nickel emprunta beaucoup à l'industrie du cuivre, qui l'avait précédée. Le premier haut fourneau, mis en service à Sudbury en 1888, avait une capacité journalière de 100 t de minerai grillé, ce qui était jugé considérable à l'époque.

Avant de fondre le minerai au haut fourneau, on le préparait en le grillant en tas. Dans une aire découverte, on disposait en tas du bois de chauffage sur lequel on étendait le minerai; une fois allumé, le feu couvait et brûlait de 3 à 6 mois. Grâce à ce grillage partiel, la teneur en soufre diminuait et une partie du fer était oxydée, ce qui contribuait à la qualité de la matte résultant de la fusion subséquente. Lorsque les tas étaient refroidis, la matière calcinée était chargée à la pelle dans des brouettes, transbordée dans des wagons et acheminée à la fonderie où elle était fondue avec du coke dans les hauts fourneaux. On obtenait une matte contenant environ 18 p. 100 de cuivre et 13 p. 100 de nickel, et, après bessemérisation, approximativement 75 p. 100 de ces deux éléments.

En 1910, 80 installations de grillage en tas ainsi que neuf fours étaient en service à Sudbury, et on y traitait en tout 900 t de minerai par jour. Lorsque la Première Guerre mondiale éclata, seules INCO et Mond étaient encore en affaires, et le gouvernement britannique subventionna une troisième compagnie pour une courte période. INCO et Mond ont fusionné en 1929, peu avant le démarrage de Falconbridge.

Durant environ 40 ans, INCO a eu recours au grillage en tas, à la fusion en haut fourneau et au convertissage sans apporter de grands changements, bien qu'elle ait installé de plus gros hauts fourneaux et de gros convertisseurs basiques. La Mond avait procédé de même, à la différence que sa fonderie de Coniston (construite en 1913), était équipée de machines Dwight-Lloyd pour fritter le minerai fin, ce qui lui permettait de l'ajouter à la charge du haut fourneau; elle cessa peu à peu de griller le minerai à l'extérieur. (La fonderie de Coniston, désaffectée depuis 1972, vient d'être démolie.)

Face à l'accumulation de minerai fin et de poussière de carneau, INCO installa, en 1911, un four à réverbère à sa fonderie de Copper Cliff. Le nouveau four permettait de recycler les scories des convertisseurs et d'en extraire le métal, et les opérations préalables et coûteuses de coulée et de refusion se trouvaient éliminées.

L'installation par INCO, en 1930, d'un nouvel atelier pour concentrer le minerai de faible teneur a marqué un tournant pour l'industrie. Une fonderie, avec des fours de grillage à soles multiples placés au-dessus des fours à réverbère, a été construite pour fondre et traiter séparément les concentrés de nickel et de cuivre obtenus par flottation. On a continué de fondre dans les hauts fourneaux, en même temps que les déchets des convertisseurs, le minerai grossier de teneur élevée, mais, comme ce dernier s'appauvrissait, on a cessé cette opération.

Cette fonderie comprenait des fours de grillage à soles multiples pour le concentré de nickel, des fours à réverbère chauffés au charbon pulvérisé, des chaudières de récupération, des gros convertisseurs Pierce-Smith, des dépoussiéreurs électrostatiques pour les gaz de

grillage et une cheminée de 150 m; les gaz du convertisseur de cuivre alimentaient une usine d'acide sulfurique attenante. La plupart de ces installations (27), qui ont subi quelques modifications, fonctionnent encore aujourd'hui.

8.2 Procédés actuellement employés par INCO en Ontario

La figure 10 montre le schéma de l'ensemble des opérations de la division ontarienne d'INCO (28) et les produits fabriqués, et la figure 12 donne le schéma de traitement du nickel et du cuivre à la fonderie de Copper Cliff. Le procédé de séparation des constituants de la matte sera décrit plus loin.

L'atelier de Copper Cliff alimente la fonderie de deux concentrés dont la composition approximative est la suivante :

	% de Cu	% de Ni
Concentré de cuivre	30	1,5
Concentré de nickel	2	10

Le concentré de cuivre est mélangé avec un fondant à base de sable, séché et soumis à la fusion éclair dans un four mis au point par INCO (29). Les scories sont rejetées et la matte est transformée, par bessemérisation, en cuivre à soufflure qui est acheminé, en fusion, à l'affinerie de Copper Cliff. Les gaz d'émission du four de fusion éclair, qui contiennent environ 80 p. 100 de dioxyde de soufre, sont traités dans une usine attenante qui produit du SO_2 liquide à des fins commerciales. La plus grande partie du nickel contenu dans le concentré de cuivre se retrouvant dans les scories du convertisseur, ces dernières sont acheminées vers les fours à réverbère du circuit d'extraction du nickel.

Le concentré de nickel est mélangé avec un fondant à base de sable et il est partiellement grillé dans des fours à soles multiples. La matière calcinée chaude tombe directement dans des fours à réverbère chauffés au gaz naturel où elle fond pour donner une matte brute. Les scories sont éliminées. La matte est transformée, par bessemérisation dans des convertisseurs Pierce-Smith, en une matte de nickel pratiquement exempte de fer (matte déferrée) et de teneur insuffisante en soufre, qui est ensuite traitée pour en séparer les constituants. Les scories sont retournées aux fours à réverbère du circuit d'extraction du nickel.

Présentement, la fonderie de Copper Cliff traite journellement 3600 t de concentrés de nickel et 1200 t de concentrés de cuivre. Tous les gaz des fours de grillage à soles multiples, des fours à réverbère et des convertisseurs sont rejetés dans l'atmosphère par une cheminée de 380 m, et 2500 t de SO_2 sont ainsi libérées chaque jour.

La fonderie de Copper Cliff est équipée de 19 convertisseurs Pierce-Smith classiques, d'une capacité de 100 t chacun, réunis dans une bâtisse de 440 m de long. Ordinairement, 8 à 10 de ces appareils servent pour le nickel, et 4 pour le cuivre. L'emploi de hottes refroidies à l'eau pour couvrir les convertisseurs pendant qu'ils fonctionnent est une innovation récente.

Le vieux procédé Orford employé pour séparer le cuivre du nickel a été remplacé, en 1948, par le procédé de séparation des constituants de la matte (30), qui est fondé sur le lent refroidissement de la matte Bessemer, à laquelle il manque un peu de soufre. Cette opération favorise la croissance de cristaux distincts de substances métalliques (formant un alliage avec le cuivre et le nickel), de sulfure de cuivre (Cu_2S), et de sulfure de nickel (Ni_3S_2). En pratique, la matte Bessemer en fusion est versée dans de grands moules, d'une capacité de 25 t, où elle refroidit lentement durant plusieurs jours. Au terme de la solidification, on retrouve les métaux et le sulfure de cuivre sous forme de grains dans une matrice de sulfure de nickel. La phase métallique permet de récupérer environ 90 p. 100 des métaux précieux de la matte.

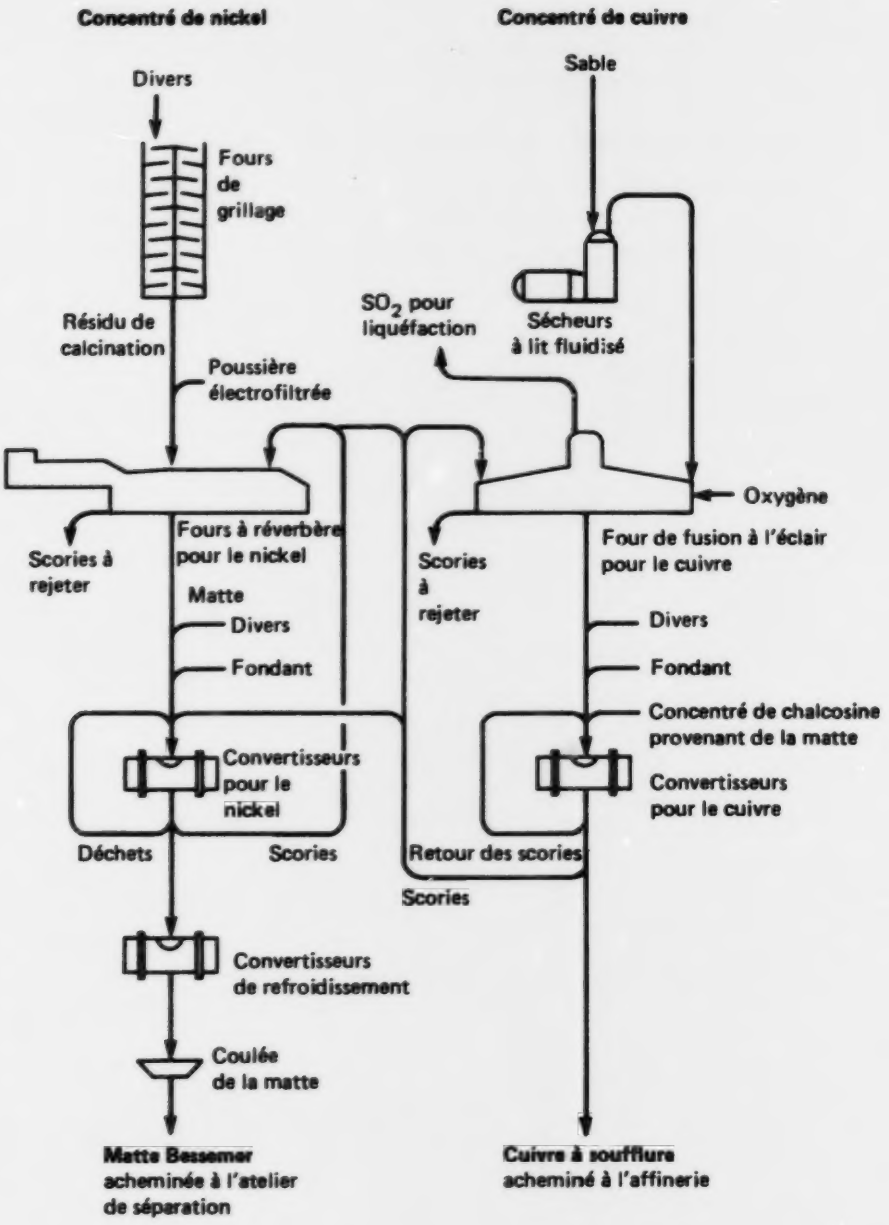


FIGURE 12 Schéma des opérations à la fonderie de Copper Cliff

Une fois refroidie, la matte est concassée et finement broyée jusqu'à un calibre de 200 mailles au pouce. Les métaux sont enlevés par séparation magnétique, et le reste est soumis à la flottation pour séparer le sulfure de cuivre du sulfure de nickel.

Le sulfure de cuivre est traité à la fonderie (circuit du cuivre), et la phase métallique, ainsi que d'autres matières riches en nickel, sont soumises à la carbonylation à l'affinerie de nickel de Copper Cliff.

Le sulfure de nickel est bouleté et transformé en oxyde par grillage dans des réacteurs à lit fluidisé, à 1200 °C; cette température est supérieure au point de fusion du sulfure. Une partie de cet oxyde est vendu sous le nom de Sinter 75 (nickel de catégorie II). Une autre partie est affinée par électrolyse (nickel de catégorie I) à l'affinerie de nickel de Port Colborne, tandis qu'une autre encore est expédiée à l'affinerie de nickel de Clydach, au pays de Galles, où l'on en fait des poudres et des billes de nickel (catégorie I).

8.3 Procédés actuellement employés par INCO à Thompson

Les installations intégrées de Thompson, au Manitoba, ont commencé à produire en 1961; l'une des mines, l'atelier de préparation, la fonderie et l'affinerie se trouvent au même endroit (19). L'atelier peut traiter environ 12 000 t de minerai par jour, et l'usine produit principalement des cathodes de nickel (catégorie I).

En raison de sa situation géographique, des caractéristiques du minerai qui y est traité et de ses installations plus modernes, l'usine de Thompson diffère considérablement de celle de Copper Cliff quant au matériel utilisé et au procédé de transformation (fig. 11), bien que les objectifs soient les mêmes. Le minerai de Thompson contient beaucoup moins de cuivre que celui de Sudbury. On parvient à extraire le cuivre sous forme de concentré, par flottation, puis sous forme de sulfure précipité lors de l'affinage électrolytique; on évite ainsi d'avoir à séparer les constituants de la matte.

Comme les sources de combustible fossile étaient considérablement éloignées et qu'il existait dans la région des emplacements où construire des centrales hydro-électriques, on a jugé intéressant d'utiliser des fours de fusion électriques. On a préféré les fours de grillage à lit fluidisé aux fours de grillage à soles multiples employés à Copper Cliff. Les scories des fours sont granulées et éliminées par pompage sous forme de boue.

Au début, tel que prévu dans les plans de construction, la fonderie pouvait traiter quelque 2000 t/j de concentrés. Elle comprenait trois fours de grillage à lit fluidisé qui alimentaient chacun un four électrique de fusion de 18 MV.A, ainsi que quatre convertisseurs Pierce-Smith, deux fours d'attente pour les mattes et une installation pour couler ces dernières en anodes. En 1970, on a porté la capacité de traitement à 3500 t/j en ajoutant quatre fours de dimensions plus considérables groupés en duplex (un four de grillage à lit fluidisé et un four électrique de 30 MV.A) ainsi que trois autres convertisseurs Pierce-Smith. Si les fours de fusion ne fonctionnent pas à pleine capacité, l'un des fours électriques d'origine de 18 MV.A peut servir à transformer en mattes les concentrés de cuivre obtenus par flottation et les précipités de cuivre mattes qui sont expédiées à la Division de l'Ontario.

Ordinairement, on ajoute au gâteau de filtration du concentré de nickel qui contient environ 7,0 p. 100 de nickel et 3,0 p. 100 de cuivre, un fondant à base de silice, et on le fait griller dans les fours à lit fluidisé pour en oxyder la moitié du soufre ainsi que le fer qui l'accompagne. Le résidu de calcination chaud est chargé dans les fours électriques à arc immergé, installés sous chaque four de grillage, qui fonctionnent à l'aide de six électrodes à auto-cuisson

disposées en série dans chacun d'entre eux. On granule les scories pour s'en débarrasser. La teneur en nickel de la matte, qui est à peu près de 20 p. 100, est portée à environ 75 p. 100 par bessemérisation; la matte est ensuite coulée en anodes destinées à l'affinage électrolytique (19).

Tous les gaz de fonderie sont rejetés dans l'atmosphère par une cheminée. L'usine rejette environ 1250 t de SO_2 par jour.

8.4 Procédés employés chez Falconbridge

La première fonderie de Falconbridge, en Ontario, qui comprenait un haut fourneau de petite taille et deux convertisseurs, avait été construite, en 1930, pour fondre directement le minerai en morceaux après un triage sommaire à la main. Le convertissage de la matte de faible teneur ainsi obtenue dégageait assez de chaleur pour qu'une quantité importante de minerai magnétique fonde pendant cette opération (31). La matte Bessemer de nickel-cuivre était coulée en moules, brisée puis expédiée à une affinerie de Kristiansand, en Norvège, où se faisaient, la séparation et l'affinage électrolytique du nickel et du cuivre ainsi que la récupération des métaux précieux.

En 1933, on ajouta des installations d'enrichissement et de frittage, et, en plus du minerai en morceaux, on introduisit dans le haut fourneau des concentrés de flottation frittés, des particules fines de minerai magnétique et de la poussière de carneau. En 1956, en raison de la teneur moins élevée du minerai, plus de concentrés fins furent traités à la fonderie, et on se mit à alimenter l'installation de frittage avec des boulettes. On monta également une installation de briquetage des concentrés provenant des usines de Hardy et du lac Fecunis. À partir de ce moment, on alimenta le haut fourneau en briquettes, en minerai en morceaux, en déchets de convertissage et en matières frittées, celles-ci constituant environ la moitié de la charge totale.

On installa d'autres fours et d'autres convertisseurs, de dimensions plus considérables, en 1958 et 1965; la plus grande partie du matériel d'origine fut alors mise en réserve. La fonderie fut encore agrandie au début des années 1970 en raison de la production accrue de concentrés.

En 1978, dans le cadre d'un programme appelé *Smelter Environmental Improvement Project* (SEIP), le frittage et la fusion au haut fourneau ont été remplacés par un procédé utilisant la fusion au four électrique, dans le genre de celui employé par l'INCO à Thompson, qui permet de produire annuellement 45 000 t de nickel (32).

La nouvelle fonderie comprend deux fours de grillage à lit fluidisé, alimentés par un coulis. Chacun alimente un four électrique de fusion de 36 MV.A à six électrodes Söderberg. La bessemérisation des mattes s'effectue dans la partie de l'ancienne fonderie qui abritait les convertisseurs Pierce-Smith. La partie de la fonderie où se trouvent les fours de grillage et de fusion a été dotée d'un important système d'aération.

Le gaz de grillage est purifié et amené à une usine d'acide sulfurique attenante; le gaz de queue de cette usine est réchauffé et mélangé aux gaz des fours électriques et des convertisseurs, qui ont été purifiés, avant d'être rejeté par la cheminée de la fonderie. L'acide est livré par trains-blocs de 56 wagons.

On introduit dans les fours de grillage à lit fluidisé un mélange de concentrés en suspension provenant des ateliers de préparation et contenant 75 p. 100 de solides, ainsi qu'un fondant à base de sable de silice passé au crible. La moitié du soufre est ainsi éliminée; en raison de leur vitesse élevée, les produits de la combustion entraînent hors des fours les matières calcinées qui sont arrêtées par des cyclones et des électrofiltres chauds. Chaque four de grillage peut fonctionner de façon complètement indépendante.

8.5 Procédés actuellement employés par la Bamangwato Concessions Ltd. – Le procédé Outokumpu (33)

En 1974, la BCL Ltd. a commencé à produire des mattes de nickel-cuivre à sa fonderie de Pikwe, au Botswana.

Dans le minerai, qui provient de Pikwe et de Selebi, le cuivre et le nickel se retrouvent surtout sous forme de chalcopyrite et de pentlandite; le principal sulfure est la pyrrhotite.

On prépare en vrac un concentré de nickel-cuivre qui est séché par atomisation et fondu dans un four à grillage éclair de type Outokumpu (13, p. 246). À intervalles réguliers, on fait couler la matte de nickel-cuivre que l'on amène à deux convertisseurs Pierce-Smith. Pour extraire le métal des scories du four à grillage éclair et des convertisseurs, on les recycle dans deux fours électriques cylindriques où on emploie de la cendre (contenant 30 p. 100 de carbone) comme agent réducteur. En 1979, on a commencé à injecter de l'oxygène dans le four-éclair. La figure 13 montre le plan général de la fonderie de la BCL.

L'atelier de séchage comprend deux séchoirs-atomiseurs Niro, tous deux modifiés de façon à augmenter leur capacité de traitement de 35 à 55 t/h. Ces unités permettent d'obtenir, à partir d'une suspension contenant 74 p. 100 de solides et 26 p. 100 d'eau, un concentré absolument sec. On y atomise le concentré, et le nuage produit est traversé par des gaz chauds. Débarrassé de son humidité, le concentré se sépare des gaz, et il est acheminé complètement sec au four à grillage éclair par transport pneumatique. Le procédé est continu; dans le nuage, le transfert de chaleur et de masse est instantané, ce qui permet de garder les fines particules à une température basse et uniforme et d'obtenir à coup sûr un produit toujours parfaitement sec.

Le concentré séché, additionné de fondant, de poussière de carneau et de charbon, passe par quatre brûleurs avant d'être introduit dans la cuve de réaction du four. Dans chaque brûleur, le mélange et l'air qui sert à la réaction sont combinés dans des proportions prédéterminées.

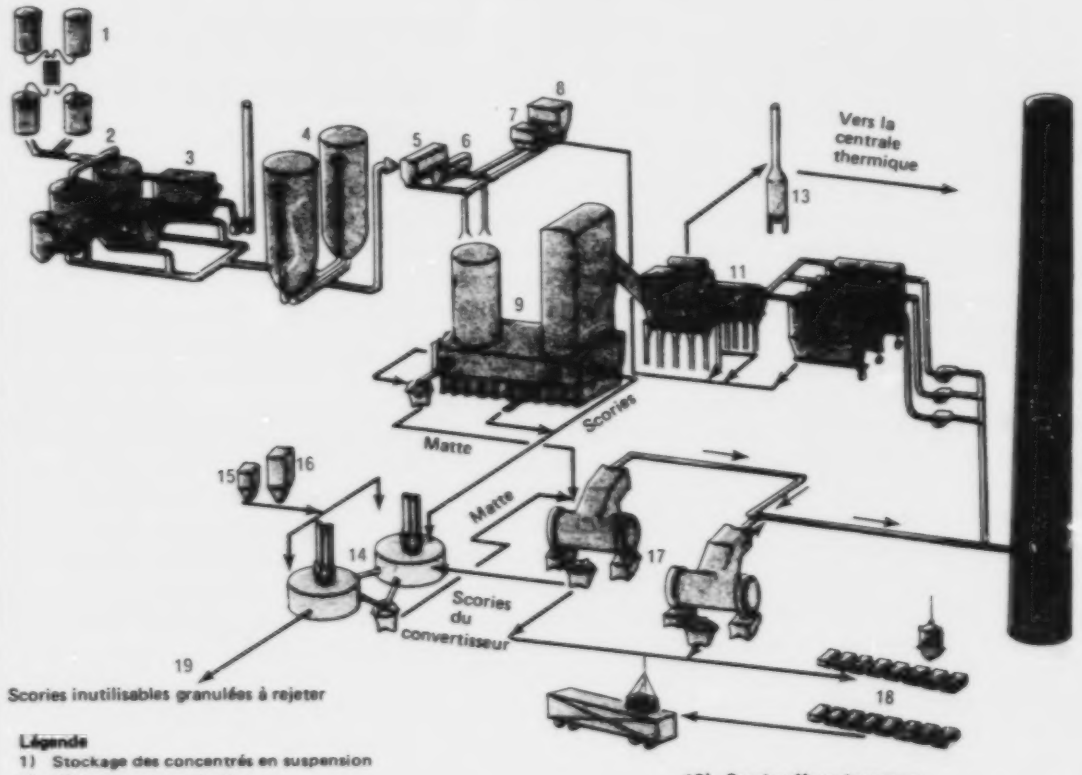
La matière en fusion se sépare en deux couches dans le creuset du four à grillage éclair : la matte et les scories. Par un trou pratiqué au-dessous de la cuve de réaction, on fait couler la matte dans une poche de coulée et on la verse dans le convertisseur.

Les scories qui contiennent quelque 2 p. 100 de Cu ainsi que du Ni, s'écoulent de la partie du four où se trouve l'orifice de chargement dans des chenaux de coulée d'où elles tombent directement dans deux fours électriques Barnes Birlec de 9 MV.A qui fonctionnent en série et où on les traite pour en extraire le métal. On s'en débarrasse lorsque leur teneur en Ni est inférieure à 0,18 p. 100, en Cu, à 0,35 p. 100, et en Co, à 0,15 p. 100. Ces valeurs sont beaucoup plus faibles que par les années passées.

En raison de la hausse du prix de coke industriel, la BCL emploie maintenant dans ses fours électriques la cendre du charbon de Moruple comme agent réducteur. Cette cendre contient jusqu'à 30 p. 100 de carbone résiduel. Pour faciliter l'extraction du métal des scories dans les fours électriques, on ajoute du soufre, ordinairement sous forme de pyrite.

La chaleur des gaz brûlés dans le four à grillage éclair à 1350 °C est récupérée par une chaudière et sert à produire de la vapeur saturée à 285 °C. Ces gaz contiennent environ 120 g de poussières par mètre cube normal. Les poussières récupérées dans la chaudière et par les électrofiltres sont retournées au four.

Le convertissage s'effectue à l'aide de deux appareils Pierce-Smith de 9 m sur 4, dont l'un est en marche, et l'autre, en attente. La matte des fours électriques et celle du four à grillage éclair alimentent le convertisseur qui fonctionne. Après le soufflage, les scories sont retournées dans le four électrique n° 1, tandis que la matte finale, de teneur élevée (elle contient de 77 à



Légende

1) Stockage des concentrés en suspension
2) Séchage par atomisation
3) Dépoussiéreurs électrostatiques
4) Silos de stockage du concentré sec
5) Trémie d'alimentation en concentré
6) Trémie d'alimentation en charbon pulvérisé
7) Trémie d'alimentation en poussière de carneau à recycler
8) Trémie d'alimentation en fondant
9) Four à l'éclair
10) Radiateurs et convecteurs de la chaudière de récupération de la chaleur
11) Radiateurs et convecteurs de la chaudière de récupération de la chaleur
12) Électrofiltres
13) Surchauffeur de vapeur
14) Fours électriques de traitement des scories
15) Trémie contenant le réducteur (traitement des scories)
16) Trémie contenant l'agent de sulfuration (traitement des scories)
17) Convertisseurs (l'un est en attente)
18) Mattes coulées de teneur élevée
19) Granulateur de scories
20) Principale cheminée de la fonderie
21) Matte

FIGURE 13 Plan général de la fonderie de la BCL[33]

78 p. 100 de Ni ainsi que du Cu et environ 0,8 p. 100 de Co), est coulée directement dans des moules en Meehanite d'une capacité de 2,3 t. Une fois refroidie, elle est brisée au marteau et expédiée à Port Nickel, en Louisiane, où se font la séparation et l'affinage.

8.6 Incidences environnementales (34)

À la fusion, presque tout le soufre de la charge des fours se dégage sous forme de gaz, tandis que les produits ou les rejets solides n'en contiennent que des quantités relativement faibles. De plus, en raison de la haute teneur en soufre de la matière première, une fonderie de cuivre ou de nickel émet beaucoup de SO_2 et, en un endroit donné, c'est elle qui contribuera probablement le plus à la pollution atmosphérique.

Pour protéger l'environnement, il faut donc récupérer le SO_2 et le transformer en un produit marchand ou en une substance qui peut être stockée sans danger; la quantité à récupérer dépend de la législation antipollution, des facteurs économiques, ou des deux.

Les composés soufrés émis forment finalement de l'acide sulfureux, de l'acide sulfurique ou du sulfate d'ammonium, selon les réactions qui entrent en jeu. Ces acides sont entraînés par la pluie et endommagent l'environnement.

En s'oxydant dans l'atmosphère, le dioxyde de soufre peut aussi donner naissance à des sulfates solides. Ces derniers peuvent nuire à la santé et causer des dommages matériels; leur effet, qui peut être augmenté par la présence d'autres polluants, dépend de la dimension des particules et de leur dispersion, qui est reliée aux conditions atmosphériques, ainsi que du type de sulfate présent.

9 RÉDUCTION DES ÉMISSIONS DE DIOXYDE DE SOUFRE

La teneur en dioxyde de soufre des gaz émis par les fonderies varie de moins de 0,1 p. 100 à plus de 80 p. 100. Ordinairement, les teneurs ne sont pas uniformes, ce qui limite les possibilités de récupération du soufre.

Ce dioxyde de soufre peut être transformé en produits marchands comme l'acide sulfurique, le soufre élémentaire, le SO_2 liquide et le sulfate d'ammonium. On peut aussi en faire des déchets solides, comme le gypse, en employant des suspensions de chaux ou de calcaire pour laver l'effluent; à l'heure actuelle, aucune fonderie canadienne n'emploie ce procédé.

Il existe plusieurs méthodes pour réduire les émissions de SO_2; leurs principales caractéristiques sont décrites ci-dessous. Un rapport de l'EPA (35) et une étude commandée par Environnement Canada et effectuée par J.H. Reimers and Associates (36) ont servi de sources de renseignements.

9.1 Usines d'acide sulfurique (procédé de contact)

La façon la plus courante de récupérer le SO_2 des gaz de fonderie consiste à le transformer en acide sulfurique. Le principal inconvénient de cette méthode tient au fait que les frais de manutention, de transport et de stockage de ce produit sont élevés.

Dans le procédé de contact, procédé classique de fabrication de l'acide sulfurique, un gaz contenant du SO_2 et une quantité appropriée d'oxygène traverse, après avoir été chauffé, des lits de catalyseur au pentoxyde de vanadium. Le SO_2 réagit avec l'oxygène et donne de l'anhydride sulfurique (SO_3) qui est ensuite hydrolisé et forme de l'acide sulfurique (H_2SO_4). La réaction est exothermique, et les gaz qui sortent chauds des lits de catalyseur passent par des échangeurs de chaleur qui servent à chauffer les gaz d'arrivée. Pour que la conversion soit complète, il faut beaucoup de lits de catalyseur et d'échangeurs de chaleur installés en série. À la sortie de la colonne d'absorption, les gaz de queue doivent être dénébulisés; dans certaines usines, on les fait traverser d'autres lits de catalyseur, mais les coûts d'immobilisation et de fonctionnement sont plus élevés.

On pourrait maintenir les lits de catalyseur à une température modérément élevée pour obtenir une vitesse de réaction et un taux de conversion en SO_3 convenables. La thermodynamique de la réaction exige que les gaz d'alimentation ne soient pas trop dilués. Un courant gazeux continu contenant entre 5 et 8 p. 100 de SO_2 et de 30 à 50 p. 100 de plus d'oxygène est considéré normal pour une usine classique de production d'acide sulfurique par le procédé de contact. Si les gaz sont plus dilués, il faut de plus gros échangeurs de chaleur et des sources supplémentaires de chaleur, ce qui augmente les coûts d'exploitation. Si le courant gazeux est irrégulier, l'usine doit être construite en fonction du débit maximum et de la plus faible teneur en SO_2, et les coûts unitaires d'immobilisation s'en trouvent augmentés. Un moins grand volume de gaz et une teneur plus élevée en SO_2 font diminuer les coûts d'immobilisation et d'exploitation, et, à cette fin, on a souvent recours à des moyens comme l'augmentation de la teneur en oxygène, l'installation de hottes efficaces et le remplacement de certaines unités de fonderie par d'autres capables de produire des gaz plus riches (p. ex., l'emploi, pour le grillage, de fours à lit fluidisé au lieu de fours à soles multiples).

Les gaz à traiter doivent être soigneusement épurés, sinon ils engorgent les échangeurs de chaleur et les lits de catalyseur et les impuretés empoisonnent le catalyseur et contaminent l'acide. On utilise des appareils d'épuration par voie sèche (cyclones, chaudières de récupération de la chaleur et électrofiltres), puis des laveurs et des dévésiculeurs. Les chlorures et les fluorures présents dans le gaz sous forme de poussière doivent être enlevés parce qu'ils corrodent l'acier. Les dispositifs antibrouillard éliminent les vapeurs de SO_3 des gaz non traités, protégeant à la fois les échangeurs de chaleur et l'appareillage de la corrosion, et l'environnement des dommages causés par le brouillard acide.

La combustion incomplète de la matière organique provenant des agents de flottation et des copeaux de bois présents dans la charge du four de fusion peut causer le noircissement de l'acide, auquel on peut remédier par le peroxyde d'hydrogène, ce qui, par contre, dilue l'acide et accroît les coûts de production.

L'acide sulfurique mis sur le marché titre ordinairement 93 p. 100 ou 98 p. 100.

9.2 Dioxyde de soufre liquide

Le dioxyde de soufre peut être récupéré à l'état liquide par compression-réfrigération des gaz de fonderie. Les gaz doivent être secs et riches en SO_2, et avoir été épurés. Actuellement, la CIL récupère le SO_2 du four de fusion à grillage éclair d'INCO à Sudbury. À Trail (C.-B.), Cominco exploite une usine alimentée par le gaz riche en SO_2 produit par l'acidification de la liqueur ammoniacale de lavage du gaz d'une fonderie de plomb.

Les usines ne fonctionnent efficacement que si le gaz est riche, comme celui des fours de fusion à grillage éclair. D'autres types d'émissions peuvent être préalablement enrichis par absorption dans l'eau, sous pression, ou dans des réactifs spéciaux comme des solutions ammoniacales de lavage et la diméthylaniline (DMA); le gaz libéré par la suite est riche en SO_2.

L'utilisation de ce procédé dépend de la demande qui, présentement, en Amérique du Nord, est satisfaite par les deux usines canadiennes et plusieurs usines américaines.

9.3 Procédés chimiques d'absorption

Plusieurs procédés, régénératifs ou non, permettent l'absorption du SO_2 à la pression atmosphérique. Les gaz dilués peuvent être enrichis. Le procédé Cominco et celui à la DMA sont les plus connus.

Dans le procédé Cominco, le peu de SO_2 contenu dans le gaz qui se dégage de l'appareil de frittage pour le plomb est absorbé dans une solution de bisulfite et de sulfate d'ammonium qui est ensuite acidifiée avec H_2SO_4. Il y a formation de sulfate d'ammonium, accompagnée d'un dégagement de gaz riche en SO_2. Le sulfate est récupéré et vendu comme engrais, et le SO_2 est liquéfié ou sert à fabriquer de l'acide.

Dans le procédé à la DMA, inventé par l'American Smelting and Refining Company (ASARCO), le SO_2 est absorbé par la diméthylaniline, et on obtient, par désorption à la vapeur, un gaz riche en SO_2 qui est récupéré par liquéfaction. Ce procédé est employé par la Cities Service, au Tennessee, l'Asturiana de Zinc, en Espagne et la Falconbridge, à l'affinerie qu'elle exploite en Norvège.

Plusieurs procédés permettent de fixer le SO_2 sous forme solide et jetable. Par exemple, les gaz dilués peuvent être lavés dans des suspensions de chaux ou de calcaire. Il est peu intéressant d'employer ces procédés pour réduire les émissions des fonderies parce qu'ils comportent plusieurs inconvénients :

- il se forme une boue instable de sulfite et de sulfate de calcium;
- des vastes décharges ou bassins à stériles sont nécessaires;
- les coûts d'entretien sont élevés en raison de l'entartrage dû au calcium, de l'abrasion du matériel, etc.;
- les déchets sont une source de pollution; et
- le pompage entraîne des coûts énergétique élevés.

Aucune fonderie de nickel n'utilise ces procédés.

9.4 Usines de soufre élémentaire

ASARCO, Texasgulf, Outokumpu Oy et Allied Chemical ont mis au point des procédés de réduction du dioxyde de soufre en soufre élémentaire. À Falconbridge, en Ontario, Allied Chemical a exploité une usine alimentée par les gaz des fours de grillage à lit fluidisé, mais ce fut de courte durée. À Outokumpu, en Finlande, Outokumpu Oy a aussi exploité pendant quelque temps une usine qui produisait du soufre à partir des gaz des fours de fusion à grillage clair.

Le principal avantage des méthodes de récupération du dioxyde de soufre sous forme de soufre élémentaire est que l'on obtient un produit inerte, facile à manutentionner, à transporter et à stocker. Le coût des agents réducteurs constitue une partie importante des frais.

Tous les procédés comportent deux étapes :

i) On fait d'abord réagir le SO_2 avec des agents réducteurs, ce qui donne du soufre élémentaire ainsi que divers composés : sulfure d'hydrogène (H_2S), oxysulfure de carbone (COS), etc.

ii) On fait passer les gaz à travers des lits supplémentaires de catalyseur où ils réagissent avec le SO_2 restant. Il se forme encore du soufre élémentaire ainsi que du CO_2, qui est inerte, et de l'eau. Les proportions d'agents réducteurs et de SO_2 sont réglées pour que la conversion ait lieu.

Plusieurs conditions sont nécessaires pour que le procédé soit réalisable : *i*) la teneur en SO_2 ne doit pas être inférieure à 10 ou 15 p. 100; *ii*) la teneur en oxygène doit être faible, c'est-à-dire entre 0 et 3 p. 100, pour économiser le réducteur, et *iii*) le courant gazeux et la composition du gaz doivent être uniformes. Seuls les gaz des fours de fusion éclair et des fours de grillage à lit fluidisé répondent à ces critères.

En général, le rendement des usines de conversion du SO_2 en soufre élémentaire n'est que de 90 p. 100, et la teneur en SO_2 du gaz de queue est proportionnelle à celle du gaz d'alimentation. Il se forme d'autres polluants nuisibles et indésirables (H_2S et COS, par exemple); le problème est atténué si l'on oxyde ces composés dans un incinérateur pour en faire du SO_2 avant de rejeter le gaz résiduaire dans l'atmosphère.

9.5 Résumé

La réduction des émissions de dioxyde de soufre est beaucoup plus complexe que celle des émissions de particules parce que les gaz doivent être traités dans des usines dont les coûts de construction et d'exploitation sont élevés. D'ordinaire, les fonderies sont relativement éloignées des débouchés pour les produits du soufre, et les frais de transport sont élevés. Comme le marché est limité et bien approvisionné par diverses entreprises, la demande est assez constante. Souvent, le chiffre des ventes n'équilibre pas les coûts de production, de transport et de commercialisation. Les pertes doivent être compensées par des profits réalisés ailleurs.

Il existe plusieurs systèmes d'épuration des émissions, mais chacun n'est applicable qu'à certains types d'émissions. Les gaz des fours de grillage à soles multiples, des hauts fourneaux et des fours à réverbère, par exemple, ne peuvent pas être traités de façon économique, le courant gazeux étant trop fort et la teneur en SO_2 trop faible, et on continue de travailler à la mise au point de procédés régénératifs ou non des gaz de lavage. Ces procédés n'en sont qu'à leurs débuts, et il faudra encore du temps, du travail et de l'argent avant de les perfectionner.

L'absence de procédés économiques permettant de traiter les gaz de faible teneur en SO_2, ainsi que d'autres facteurs comme le désir d'économiser le combustible et l'énergie et d'améliorer les conditions de travail, ont amené beaucoup de fonderies à changer leurs méthodes : elles ont installé par exemple des fours de grillage à lit fluidisé, des fours électriques et des fours de fusion éclair, et adopté le procédé de fusion en continu, qui donnent un volume moindre de gaz plus concentrés.

Le tableau 15 donne les caractéristiques que doivent posséder les émissions pour pouvoir être traitées. Tous les procédés exigent des gaz exempts de poussière; celui de l'Outokumpu Oy pour la fabrication de soufre élémentaire fait exception, car on fait réagir le gaz avec les agents réducteurs avant de l'épurer et de le faire passer à travers les lits de catalyseur en vue de la conversion finale.

TABLEAU 15 **Caractéristiques requises des gaz pour la récupération optimale du soufre**

Récupération sous forme de		% de SO_2	% de O_2	Écoulement gazeux et composition des gaz
Acide par le procédé de contact	– contact simple	5 à 8	8 à 12	peuvent varier[a]
	– contact double	5 à 8	8 à 12	peuvent varier[a]
SO_2 liquide	– procédés physiques	70 à 80	aussi faible que possible	doivent être constants
	– procédés chimiques	10 à 11[b]		doivent être constants
Soufre élémentaire		10	1 à 3	doivent être constants

[a] Le procédé est plus économique si le débit et la composition sont constants.
[b] Il faut recourir à l'absorption sous pression ou par voie chimique; le gaz régénéré et concentré est ensuite traité.

Les coûts de récupération du soufre sont différents pour chaque usine. On présente au tableau 16 une comparaison des coûts approximatifs (36). Les points suivants sont à noter :

- les coûts représentent des ordres de grandeur et ils peuvent varier selon l'emplacement, les conditions géographiques ou selon que l'usine fait partie d'une nouvelle fonderie, etc.;
- ils peuvent varier selon les caractéristiques de l'effluent gazeux, sa teneur en SO_2, etc.;
- ils ne comprennent pas le traitement des gaz chauds, lequel pourrait les augmenter d'au moins 30 p. 100.

- ils comprennent les coûts d'immobilisation (amortis sur 15 ans, à 10 p. 100 d'intérêt) et d'exploitation de l'usine seulement; le coût des modifications apportées à la fonderie en vue de récupérer le soufre n'est pas inclus. Ces modifications, comme l'emploi de nouveaux procédés ou le remplacement d'une grande partie des conduits et des hottes, l'élimination du mercure et du sélénium du gaz à traiter ou de l'acide fabriqué, etc., pourraient très bien coûter plus que l'usine elle-même;
- on suppose que le SO_2 fourni par la fonderie ne coûte rien à l'exploitant de l'usine de récupération.

Les coûts de fabrication des sous-produits sont élevés. La production est considérable, et les produits doivent être commercialisés ou stockés, ou encore on doit s'en débarrasser sans qu'ils constituent un danger. Actuellement, le marché est assez bien servi, et, dans une région donnée, les prix sont établis par le fournisseur qui vend à meilleur marché.

Le transport des sous-produits du soufre coûte cher. Auparavant, le transport du H_2SO_4 par chemin de fer cessait d'être économique au-delà de 300 km. Maintenant, les gros fournisseurs peuvent expédier leurs produits à des points de vente importants plus éloignés, par trains-blocs d'une capacité de 5000 t ou plus. Par exemple, le coût du transport de 90 tonnes d'acide sulfurique de la région de Sudbury à Niagara Falls est d'environ $20 par tonne alors qu'il n'est que de 10 dollars par tonne avec des trains-blocs de plus de 3300 t (juin 1979) (32). Les coûts sont plus élevés pour de plus grandes distances.

Il peut arriver que l'acide soit produit à perte en raison de la cherté du transport et du manque de débouchés, et que le prix de vente ne couvre même pas le coût d'expédition. Les fonderies peuvent être obligées de neutraliser l'acide et de mettre en décharge le solide inerte ainsi formé, ce qui augmente le coût total de récupération, comme le montre le tableau 16.

Les coûts du captage du dioxyde de soufre varient selon le rapport S/métal. Dans les concentrés de nickel, le rapport S/Ni varie entre 2,2:1 à 4,8:1 (32). Le tableau 17 résume les coûts estimatifs de divers procédés de captage, en cents par livre de nickel ou de cuivre produit. Ces coûts ne sont qu'approximatifs et varient selon les usines, tel que mentionné plus haut; on les a calculés en supposant que les produits n'avaient aucune valeur. Les produits de certaines usines peuvent avoir une certaine valeur si le prix de vente est supérieur aux coûts de transport et de commercialisation.

Le marché étant restreint, il est impossible de produire du dioxyde de soufre liquide, et comme les usines actuelles sont en mesure d'augmenter leur production, il est peu probable qu'on en construise d'autres. Ces usines devraient être exploitées conjointement avec les usines d'acide pour produire un dessicant bon marché.

Cominco traite actuellement dans une installation de lavage à l'ammoniaque le gaz de faible teneur produit par un appareil de frittage du minerai de plomb. Ce procédé n'est pas économique pour traiter de grandes quantités de gaz de faible teneur en SO_2 à cause du prix de l'ammoniaque. Présentement, le marché de l'engrais au sulfate d'ammonium est saturé, et la demande nord-américaine est peu élevée en raison de la faible teneur en azote de ce produit. Une partie de ce marché est alimentée par l'usine de Cominco à Trail ainsi que par celle du traitement hydrométallurgique du nickel de la Sherritt Gordon à Fort Saskatchewan.

Tableau 16 Coût total de production des sous-produits du soufre provenant des gaz de fonderies de minerais non ferreux

En $/tonne de soufre récupéré

Usines d'acide sulfurique				
Production nominale et t/j de H_2SO_4	540		1100	
	À deux lits de catalyseur	**À un lit de catalyseur**	**À deux lits de catalyseur**	**À un lit de catalyseur**
Écoulement de gaz :				
continu	63	59	–	–
intermittent	99	92	–	–
continu et intermittent	77	71	58	54
Neutralisation de l'acide sulfurique	92	–	86	–
Usine de SO_2 liquide				
Production nominale en t/j de SO_2	160			
	Absorption chimique		**Récupération physique**	
Écoulement de gaz continu	100		85	
Usine de soufre élémentaire				
Production nominale en t/de soufre par jour		270		
Écoulement de gaz continu		129		

Tableau 17 Coût de la récupération du soufre, par livre de métal produit (cuivre et nickel) (Canada, 1979)

	Usine d'acide à un lit de catalyseur				Usine d'acide à deux lits de catalyseur			
	Écoulement des gaz				Écoulement des gaz			
	continu seulement		intermittent seulement		continu et intermittent		continu et intermittent	
% de récupération du soufre	50		45		95		97	
Coût de production: en $/tonne de S	59		92		54		58	
Coût de neutralisation: en $/tonne de S	92		92		86		86	
Proportion soufre/métal dans le concentré	F	E	F	E	F	E	F	E
Coût de récupération du soufre								
cuivre, en ¢/lb de Cu	1,07	2,14	1,50	3,01	1,86	3,73	2,05	4,10
nickel, en ¢/lb de Ni	2,95	6,43	4,14	9,02	5,12	11,18	5,64	12,31
Neutralisation —coût total de production de l'acide et de sa neutralisation								
cuivre, en ¢/lb de Cu	2,75	5,50	3,02	6,03	4,67	9,64	5,07	10,14
nickel, en ¢/lb de Ni	7,57	16,51	8,29	18,09	13,25	28,91	13,94	30,42

F = Faible E = Élevée

*Coûts d'épuration des gaz non compris.

10 HYDROMÉTALLURGIE

Sherritt Gordon Mines Ltd. a été la première (en 1954) à utiliser l'hydrométallurgie pour les concentrés de sulfure de nickel, à sa fonderie de Fort Saskatchewan, en Alberta.

Le procédé Sherritt a été adopté par la Western Mining Corporation of Australia à son affinerie de nickel de Kwinana, mise en service en 1970.

Pour sa part, INCO a incorporé l'hydrométallurgie dès 1956 dans le processus d'extraction du nickel, du cuivre et du cobalt de la pyrrhotite nickélifère à son usine de récupération du minerai de fer.

10.1 Procédé Sherritt (37)

On peut en voir le schéma à la figure 14. Le concentré de pentlandite est d'abord lessivé sous pression moyenne à 90 °C, par une solution ammoniacale de sulfate d'ammonium en présence d'air; le nickel et le cuivre forment des complexes sulfate-ammine. On fait ensuite bouillir la solution pour chasser l'ammoniaque libre et précipiter ainsi le cuivre à l'état de sulfure.

Une fois le cuivre enlevé, la solution est à nouveau purifiée, à température élevée, en y faisant barboter de l'air, ce qui oxyde tous les thionates en sulfates et hydrolyse les sulfamates en sulfates également, d'où le nom "oxhydrolyse".

La solution contient maintenant du sulfate de nickel-diamine (ainsi que du cobalt sous la même forme si le concentré en contenait). Par réduction et précipitation au moyen d'hydrogène sous haute pression, on obtient du nickel métallique en poudre qui, après avoir été filtré et séché, est aggloméré en briquettes et fritté dans une atmosphère d'hydrogène. Ces briquettes de nickel affiné sont mises sur le marché.

Après la réduction, la solution contient encore le cobalt possiblement présent dans le concentré ainsi qu'un peu de nickel laissé à dessein pour empêcher le cobalt de précipiter en même temps. On précipite ces métaux avec une quantité appropriée de sulfure d'ammonium, et le mélange de sulfure de cobalt et de nickel ainsi formé, après avoir été filtré, alimente l'affinerie de cobalt de la Sherritt Gordon.

L'épuisement des métaux résiduels donne une solution pure et très concentrée de sulfate d'ammonium qui, après évaporation et cristallisation, peut être utilisée comme engrais.

10.2 Procédé employé par INCO

En 1956, l'INCO a élargi ses opérations d'enrichissement du minerai en vue de produire un concentré de fer (composé de pyrrhotite) en plus des concentrés de nickel et de cuivre. La capacité de production de nickel de la fonderie s'en est trouvée accrue sans que les émissions de dioxyde de soufre augmentent.

Le concentré de pyrrhotite, qui contient environ 0,75 p. 100 de nickel, 0,05 p. 100 de cuivre, 58 p. 100 de fer, 35 p. 100 de soufre et 2 p. 100 de silice (13), est pompé vers l'installation de concentration de l'usine de récupération du minerai de fer, où on le traite dans des fours de grillage à lit fluidisé pour en éliminer le soufre et dans des fours de réduction rotatifs pour obtenir de la magnétite ainsi que du nickel, du cuivre et du cobalt réduits qui pourront par la suite être lessivés.

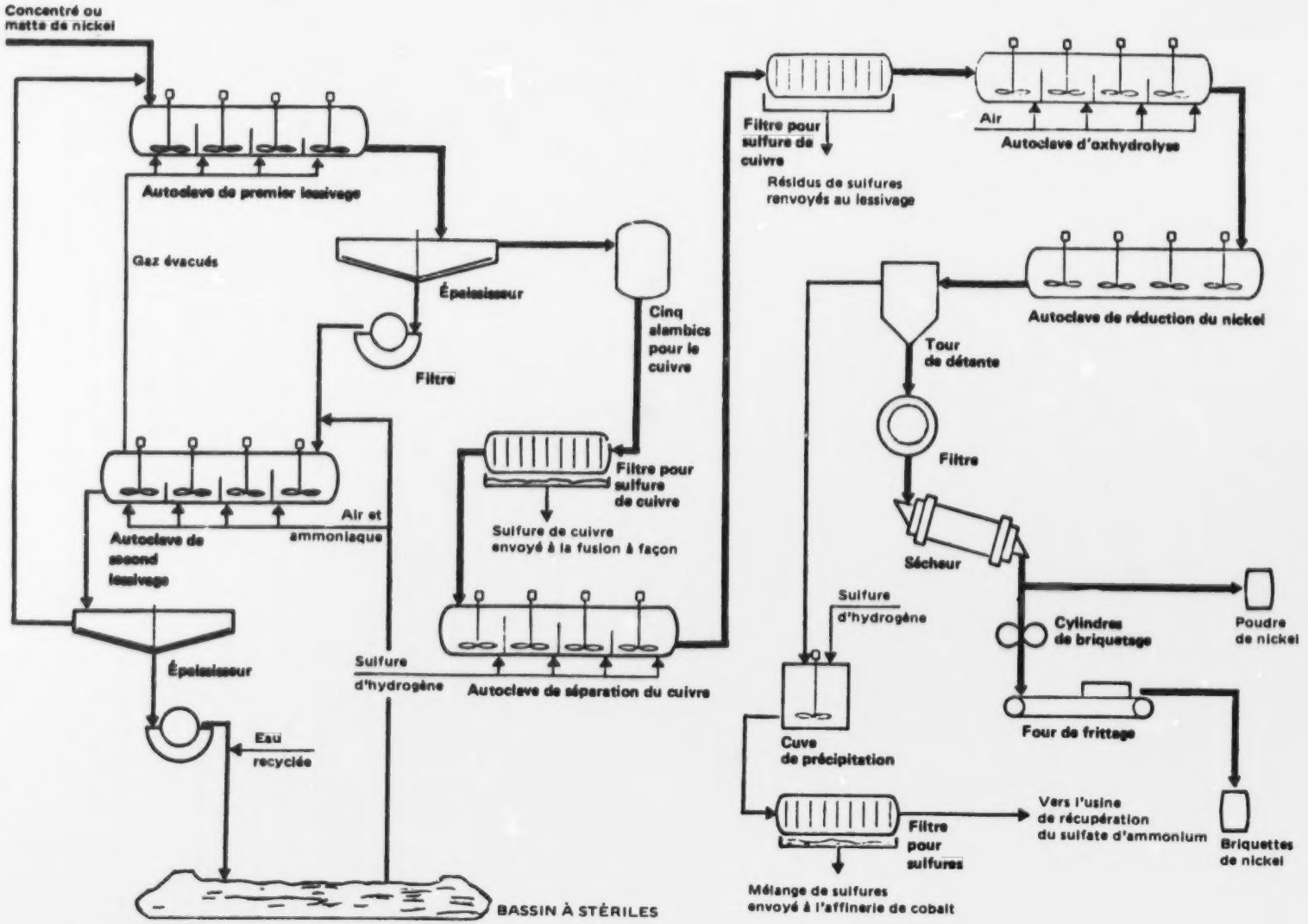


FIGURE 14 Procédé Sherritt de lessivage à l'ammoniaque[37]

Le lessivage du produit calciné se fait à la pression atmosphérique, à l'aide d'une solution ammoniacale de carbonate d'ammonium dans laquelle on injecte de l'air. On soumet la magnétite lessivée à d'autres traitements pour obtenir des boulettes de minerai de fer durcies de teneur élevée. La figure 15 montre le schéma des opérations de lessivage et de lavage à l'usine de récupération du minerai de fer de l'INCO.

On traite la liqueur concentrée à l'hydrogénosulfure de sodium et on retourne à la fonderie le cuivre, le cobalt et les autres impuretés qui ont précipité. Du carbonate de sodium anhydre est ajouté à la solution purifiée puis on y injecte de la vapeur pour en chasser l'ammoniaque, et on obtient un précipité très pur de carbonate de nickel. On peut voir à la figure 16 le schéma de cette récupération du nickel à partir de la liqueur concentrée.

Le précipité est calciné à 500 °C dans un four rotatif chauffé de l'extérieur. Le produit marchand ainsi obtenu est de l'oxyde de nickel noir, dense et soluble dans l'acide.

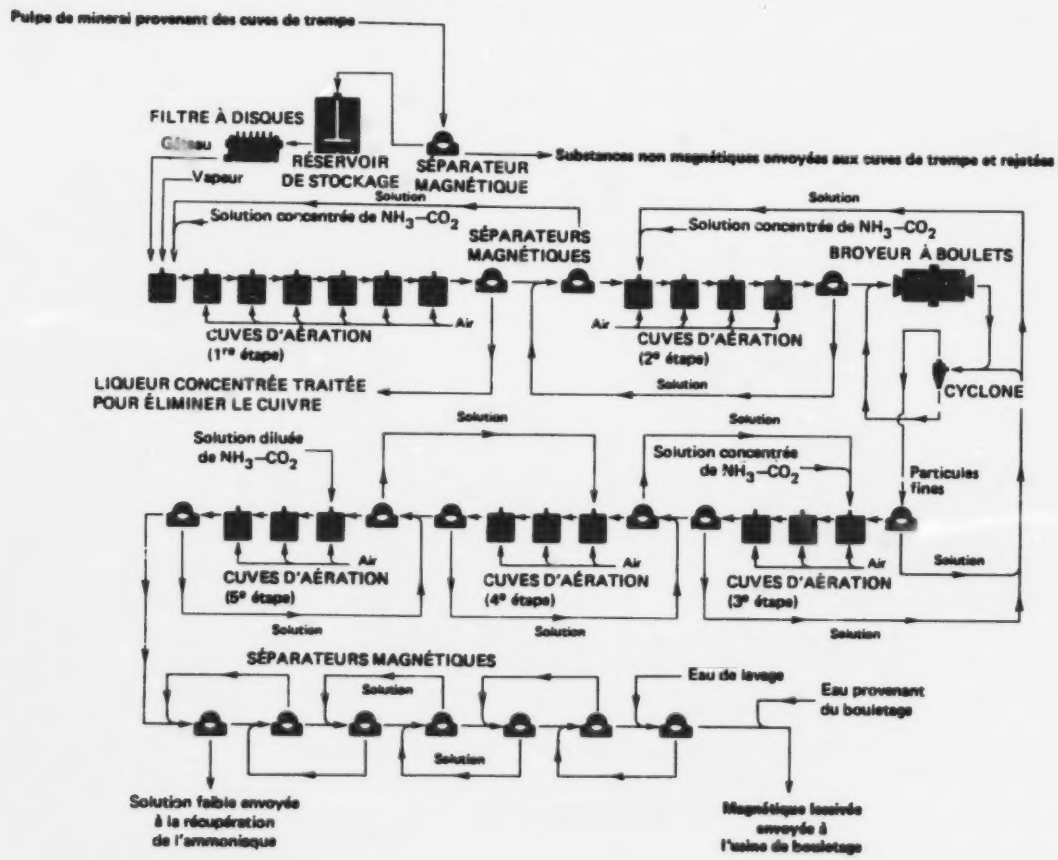


FIGURE 15 Schéma des opérations de lessivage et de lavage à l'usine de minerai de fer d'INCO[13]

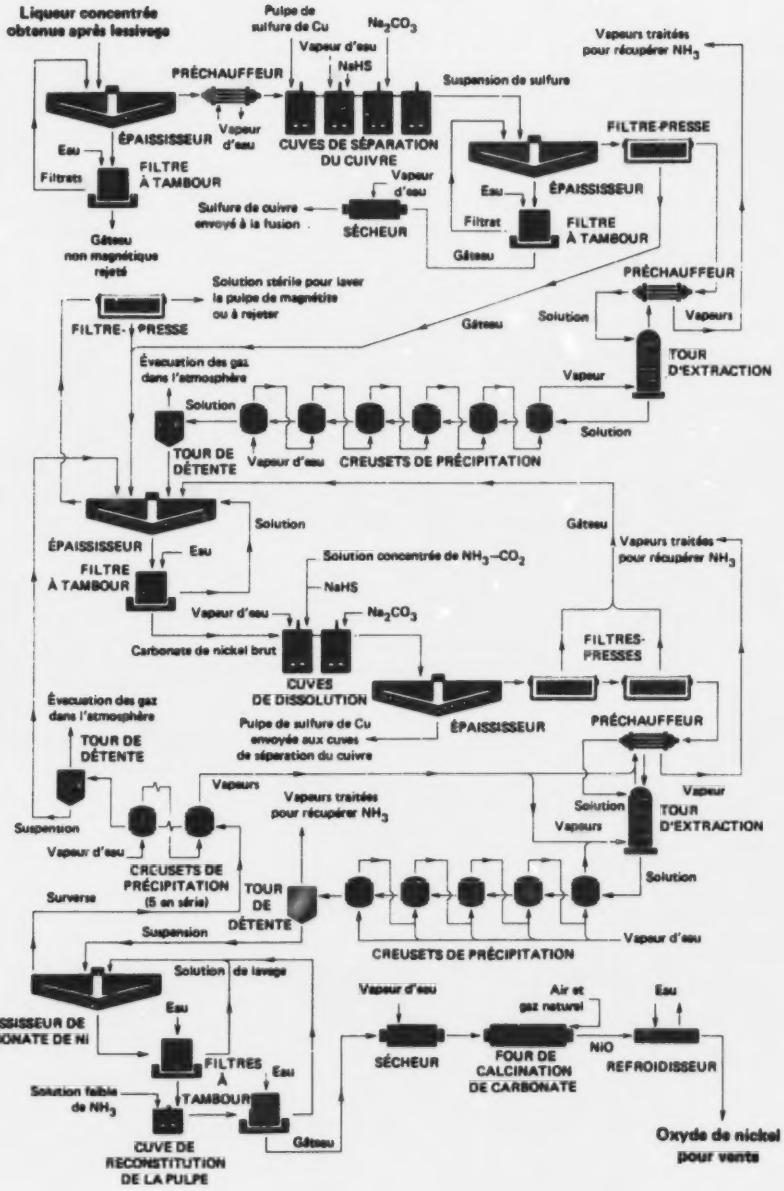


FIGURE 16 Schéma de la récupération du nickel, à Copper Cliff, à partir de la liqueur concentrée[13]

11 AFFINAGE

Les méthodes d'affinage employées par les producteurs de nickel varient considérablement, selon le coût de l'énergie, les procédés de production du métal brut, et la tradition.

Comme le nickel est un élément d'alliage, son affinage peut être plus ou moins poussé. Par exemple, il n'y a pas d'inconvénient à ce que le nickel qui entre dans la fabrication des aciers contienne du fer. Les impuretés comme l'oxygène, le silicium et le carbone peuvent être tolérées si on s'en débarrasse en cours de fabrication des alliages.

L'affinage et l'extraction par électrolyse, l'affinage en phase gazeuse et la réduction à l'hydrogène sous pression sont des procédés qui sont tous employés pour affiner le nickel.

11.1 Procédés employés par INCO

L'affinerie de Port Colborne, en Ontario, est alimentée en oxyde de nickel produit par grillage en lit fluidisé qui titre 74 p. 100 de nickel, 3 p. 100 de cuivre et de cobalt et qui contient du fer, du soufre et d'autres impuretés (13). Cet oxyde est réduit en métal en présence de coke de pétrole dans un four à réverbère, et le nickel, coulé en anodes, est affiné par électrolyse. En maîtrisant soigneusement la pureté de l'électrolyte, on obtient des cathodes de nickel pur à plus de 99,95 p. 100. Les boues anodiques sont envoyées à Sudbury où on récupère les métaux qui ont de la valeur.

À l'affinerie de Thompson, au Manitoba, on emploie le procédé d'extraction avec des anodes de sulfure. La matte de nickel contenant 20 p. 100 de soufre qui sort du convertisseur est coulée directement en anodes. Pour recueillir les boues volumineuses qui se forment au cours de l'extraction électrolytique, on place les anodes dans des manches de tissé de plastique.

L'affinage donne des cathodes titrant plus de 99,95 p. 100 en nickel. Les boues anodiques contiennent 95 p. 100 de soufre élémentaire ainsi qu'un peu de cuivre, de nickel, de sélénium et de métaux précieux.

Cette dernière méthode est également utilisée à l'affinerie de Port Colborne; on se sert du concentré de sulfure de nickel obtenu lors de la séparation des constituants de la matte à Copper Cliff.

L'affinage en phase gazeuse est employé depuis 1902 par l'INCO à son affinerie de Clydach, au pays de Galles. Il repose sur la formation d'un gaz, le nickel-carbonyle, à la suite de la réaction du monoxyde de carbone avec le nickel, à la pression atmosphérique, entre 40 et 100 °C (38). Le composé se dissocie facilement lorsqu'on le chauffe entre 150 et 300 °C, et l'on obtient du nickel pur et du monoxyde de carbone.

Étant donné la température peu élevée à laquelle on effectue la réaction à la pression atmosphérique, les impuretés présentes dans le nickel métallique brut ne passent pas dans la phase gazeuse. Le fer forme un composé volatil, le fer-pentacarbonyle ($Fe(CO)_5$), mais la vitesse de réaction est faible. Le cobalt peut former un tétracarbonyle ($Co_2(CO)_8$), et un tricarbonyle, ($Co_4(CO)_{12}$), mais ces solides sont peu volatils. La carbonylation du cuivre, comme c'est le cas pour la grande majorité des éléments, ne se fait pas directement. Le procédé est donc très sélectif (13, p. 374).

Dans le procédé de carbonylation à la pression atmosphérique utilisé à Clydach, on emploie, comme matière première, l'oxyde de nickel granulaire produit à Copper Cliff par le grillage du sulfure de nickel obtenu lors de la séparation des constituants de la matte. L'oxyde est réduit en métal par l'hydrogène dans des fours rotatifs. On active le nickel spongieux en lui ajoutant du soufre et on le fait réagir avec du monoxyde de carbone dans des fours où il se volatilise à l'état de nickel-carbonyle. On décompose ce produit par la chaleur et on obtient du nickel pur sous forme de billes ou de poudre.

Le procédé INCO de carbonylation sous pression est employé depuis 1973 à l'affinerie que la compagnie exploite à Copper Cliff. Du point de vue chimique, la méthode est semblable à celle utilisée à Clydach, excepté que la réaction s'effectue sous forte pression pour accélérer la formation de nickel-carbonyle et qu'on emploie des produits de départ moins purs (39).

Deux convertisseurs rotatifs à lance supérieure, d'une capacité de 50 t, sont chargés de sulfure de nickel brut, de matières métalliques contenant des métaux précieux et de boues d'affinage qui sont fondues au moyen de brûleurs à lance fonctionnant au gaz naturel et à l'oxygène. On élève la température du bain à près de 1400 °C et, à l'aide d'une lance, on souffle de l'oxygène à haute pression dans la masse en fusion que l'on agite en faisant tourner le convertisseur. L'oxygène agit comme désulfurant.

On verse le métal fini encore chaud dans des poches de coulée, puis on le coule au travers de puissants jets d'eau pour le granuler. Les granules, une fois essorées, sont séchées dans un four chauffé au gaz et envoyées à la carbonylation sous pression.

Dans trois réacteurs rotatifs d'une capacité de 150 t alimentés en discontinu, on fait réagir les granules avec du monoxyde de carbone à une température allant jusqu'à 180 °C et sous une pression pouvant atteindre 70 atmosphères. Le nickel et une partie du fer sont extraits sous forme de carbonyles tandis que le cuivre, le cobalt, les métaux précieux et les impuretés restent dans le résidu qui, broyé dans un broyeur à barres et additionné d'eau, forme une pulpe que l'on achemine par pompage aux cuves d'extraction électrolytique de l'affinerie de cuivre.

Les carbonyles sont liquéfiés puis purifiés dans deux colonnes de distillation parallèles; presque tout le distillat passe dans des chambres de décomposition thermique. Le nickel s'y dépose sur des billes de nickel préchauffées qui y circulent; la production journalière d'une chambre est de 10 t de billes de nickel. Le reste du nickel-carbonyle gazeux purifié est décomposé dans des chambres chauffées à l'électricité, et on obtient de la poudre de nickel pur.

Lors de la distillation, il se forme, en plus du nickel-carbonyle pur, un résidu liquide consistant en un mélange de nickel et de fer-carbonyle. Ce mélange est vaporisé et décomposé en poudre de ferro-nickel.

11.2 Procédés employés par la Falconbridge

La matte de convertisseur produite à Falconbridge, en Ontario, qui contient environ 48 p. 100 de nickel et 27 p. 100 de cuivre, est expédiée à Kristiansand, en Norvège, où se font la séparation et l'affinage. Deux procédés sont employés.

L'ancien procédé (Hybinette) consiste à oxyder la matte par grillage dans un four à soles multiples. Pour dissoudre le cuivre, on utilise l'électrolyte épuisé qui a servi à l'extraction électrolytique du cuivre et qui contient de l'acide sulfurique. Le produit lessivé est réduit avec du coke dans un four électrique de fusion et coulé en anodes de nickel destinées à l'électrolyse.

En maîtrisant la pureté de l'électrolyte, on obtient des cathodes titrant 99,95 p. 100.

En 1968, l'affinerie de Kristiansand a commencé à traiter une partie de la matte en provenance du Canada par le procédé de lessivage Falconbridge, dont le principe est comme suit (40) :

1) Lorsque la matte de cuivre-nickel finement divisée du convertissage est traitée par une solution concentrée d'acide chlorhydrique, le nickel est dissous de façon sélective; le cuivre et les platinoïdes forment un résidu de sulfures insolubles.

2) Comme la solubilité du chlorure de nickel présent dans la liqueur concentrée diminue à mesure que la concentration de HCl augmente, on peut le précipiter en rendant la solution plus acide plutôt qu'en la neutralisant. Le degré d'acidité de la solution d'attaque dans un système à écoulement parallèle demeure ainsi élevé et on évite les séparations liquide-solide nécessaires lorsqu'on effectue un lessivage à contre-courant à étapes multiples avec utilisation maximale de l'acide.

3) Comme la majorité des impuretés qui se retrouvent dans la liqueur concentrée forment, au contraire du nickel, des complexes anioniques en milieu acide, on peut facilement purifier la liqueur par échange d'anions ou extraction par solvant sans avoir, encore une fois, à neutraliser l'acide au préalable.

4) Comme ce système permet de maintenir un degré élevé d'acidité tout au cours du lessivage, il est très efficace à des températures ne dépassant pas 70 °C environ. On peut ainsi employer du matériel ordinaire à revêtement de caoutchouc et résistant aux acides pour contenir les gaz, les liquides et les solides.

Le chlorure de nickel, porté à haute température dans un réacteur à lit fluidisé, s'hydrolyse en oxyde de nickel et en chlorure d'hydrogène. La réduction de l'oxyde par l'hydrogène, dans un four rotatif, donne des granules de nickel qui sont mis sur le marché.

11.3 Procédés employés par Amax Nickel Inc., à Port Nickel, Louisiane (41)

C'est en 1974 qu'Amax Nickel Inc. a commencé ses opérations d'affinage, réalisées surtout par voie hydrométallurgique. Sa capacité annuelle de production est de 36 000 t de nickel pur, de 23 000 t de cuivre, de 450 t de cobalt et de 100 000 t de sulfate d'ammonium.

L'affinerie est alimentée en matte produite au Botswana par la Bamangwato Concession Ltd. (40 p. 100 de Ni, 40 p. 100 de Cu et 0,5 p. 100 de Co, le reste étant surtout du soufre) ainsi qu'en Nouvelle-Calédonie (75 p. 100 de Ni, 1,5 p. 100 de Co, un peu de fer et, pour le reste, du soufre). En outre, elle traite annuellement 20 000 t de matte d'autres sources; l'Afrique du Sud, par exemple, lui fournit de la matte en poudre.

La matte est concassée, broyée et envoyée à l'affinage sous forme de suspension. La figure 17 montre le schéma de principe de l'affinerie.

La première étape du traitement hydrométallurgique consiste en une première séparation du nickel et du cobalt du cuivre et du fer qui peuvent être présents. La matte liquide stockée dans les réservoirs est acheminée par des conduits à l'installation de lessivage à la pression atmosphérique qui comprend cinq cuves en série où la masse est agitée, chauffée à la vapeur et injectée d'air. La réaction entre la matte et l'électrolyte épuisé ayant servi à l'extraction électrolytique du cuivre doit être maîtrisée. On obtient un milieu oxydant en injectant beaucoup d'air sous pression. Le temps de séjour dans les cinq cuves est de 6 à 8 h; le nickel et le cobalt se dissolvent dans une proportion de 50 à 60 p. 100 tandis que tout le cuivre cémente. Le mélange passe ensuite dans un épaississeur où s'effectue la séparation liquide-solide. La surverse, qui contient seulement du sulfate de nickel et de cobalt, est amenée par un conduit

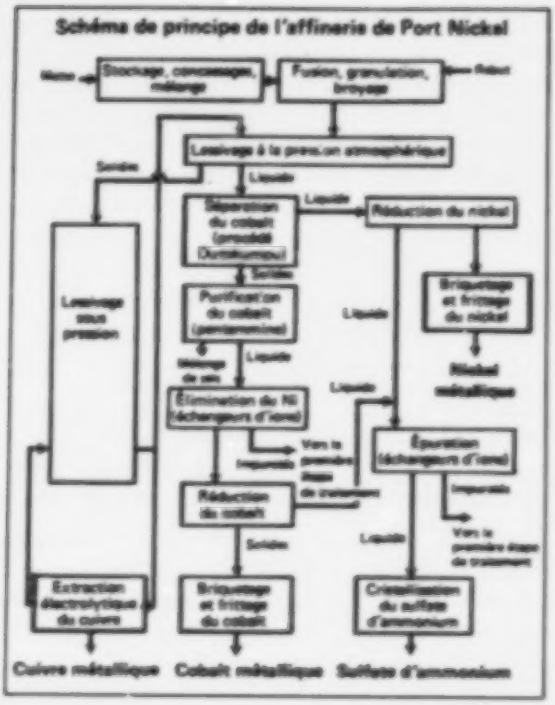


FIGURE 17 Schéma de principe de l'affinerie de Port Nickel[41]

à l'installation où on sépare ces éléments l'un de l'autre. La sousverse, qui renferme le cuivre cémenté, le nickel et le cobalt qui n'ont pas été dissous ainsi que certaines impuretés, est envoyé à l'installation de lessivage sous pression.

11.3.1 **Lessivage sous pression en autoclave.** – Le lessivage sous pression se fait dans trois autoclaves en parallèle, d'une capacité de 25 m^3 chacun. Les parois, en acier au carbone et d'une épaisseur de 63,5 mm, sont chemisées de plomb et de briques à base de silice. Les agitateurs et les autres pièces métalliques sont en titane. Le lessivage s'effectue à 205 °C et sous 400 atmosphères. Dans ces conditions, le nickel, le cuivre et le reste du cobalt se dissolvent dans l'électrolyte épuisé qui sert de liqueur d'attaque, mais non les impuretés inertes et le fer qui peut rester. Le contenu des autoclaves est évacué vers un épaississeur. La surverse de l'épaississeur sert d'électrolyte pour l'extraction électrolytique du cuivre, tandis que la sousverse, qui contient des matières inertes, des déchets et, possiblement, 5 p. 100 de Cu, de Ni et de Co, est traitée dans une deuxième installation de lessivage sous pression qui fonctionne de la même façon que la première. La surverse de la deuxième installation va aussi à l'extraction électrolytique, tandis que la sousverse est rejetée dans le bassin à stériles. (La surverse du bassin est recyclée dans l'affinerie, après traitement.)

11.3.2 **Extraction électrolytique du cuivre.** – La liqueur riche, ou l'électrolyte obtenu par lessivage sous pression et dans lequel sont dissous tout le cuivre et le reste du nickel et du cobalt, est pompé dans un atelier où se trouve une série de cuves d'extraction électrolytique. Une partie de la solution électrolytique sert à produire des amorces de 5 kg, sous forme de feuilles de cuivre, par dépôt électrolytique durant 24 h sur des anodes de titane. On enlève ces amorces qui servent ensuite à l'extraction industrielle du cuivre. On obtient comme produit fini, au bout de 5 à 7 jours, des cathodes de cuivre de 50 à 55 kg. L'électrolyte épuisé, qui contient du nickel, du cobalt, du cuivre résiduel ainsi que de l'acide sulfurique, est réutilisé pour le lessivage.

11.3.3 **Gâteau mixte de cobalt.** – La solution contenant le gros du nickel et du cobalt est amenée à l'atelier d'élimination du cobalt; ce dernier est précipité à l'état III sous forme d'hydroxyde. La réaction est une oxydo-réduction réalisée à la pression atmosphérique dans deux cuves de précipitation en série, chauffées à la vapeur entre 70 et 80 °C. On ajoute à la solution de sulfates de nickel et de cobalt de l'hydroxyde de nickel (III) (produit sur place par un procédé électrolytique, au moyen d'hydroxyde de sodium) et on agite le mélange qui séjourne de 5 à 6 h dans chacune des cuves. L'hydroxyde de cobalt précipite de façon sélective, et la suspension d'hydroxydes est filtrée sous pression. (Le gâteau mixte contient tout le cobalt et un peu de nickel.) Le filtrat, une solution pure de $NiSO_4$, est traité à l'hydrogène pour réduire le nickel.

11.3.4 **Traitement en discontinu du nickel.** – La solution de sulfate de nickel est introduite en discontinu dans un des six autoclaves en parallèle. Tous les autoclaves, dont les parois sont en acier inoxydable, ont 2,7 m de diamètre et 7,5 m de long; ils sont munis de trois agitateurs, et leur capacité est de 45 m^3. Le procédé, qui consiste à réduire le nickel en poudre métallique par l'hydrogène gazeux, nécessite une série de densifications. Au cours de la première, un catalyseur donne naissance à des germes de nickel. Pour neutraliser l'acide sulfurique formé lors de la réaction, on ajoute de l'ammoniac (NH_3), et l'on obtient une solution de sulfate d'ammonium. Après de nombreuses densifications en discontinu, on retire de l'autoclave la poudre de nickel humide et on la recueille par décantation. La poudre, dont les particules ont un calibre variant entre 100 et 325 mailles au pouce, est lavée, filtrée, séchée et mise en fûts, ou, plus fréquemment, agglomérée en briquettes, chauffée dans un four de frittage, refroidie et mise en fûts. Sous l'une ou l'autre forme, le nickel pur est prêt à être expédié aux points de vente.

11.3.5 **Cobalt métallique et sulfate d'ammonium.** – Le gâteau mixte obtenu dans l'atelier de cobalt et contenant tout le cobalt ainsi qu'un peu d'impuretés de nickel est traité à l'ammoniaque dans un autoclave, à 90 °C; le cobalt se dissout et forme un complexe pento-ammoniacal de cobalt. La solution est ensuite acidifiée et refroidie, et le nickel cristallise sous forme de sel double. Les cristaux sont séparés par centrifugation, mis en solution et renvoyés à l'atelier de cobalt. La solution contenant le complexe pento-ammoniacal de cobalt est débarrassée des traces de nickel qu'elle peut encore contenir dans des échangeurs d'ions, puis soumise à l'action de l'hydrogène gazeux, à température élevée et sous forte pression, ce qui réduit le cobalt en métal. La poudre ainsi obtenue est ensuite stockée dans des réservoirs intermédiaires; on la met telle quelle dans des contenants, ou on l'agglomère en briquettes avant de l'expédier.

Les solutions de sulfate d'ammonium provenant des deux opérations de réduction contiennent des traces de nickel et de cobalt qu'on élimine par échange d'ions. On se sert d'évaporateurs à plusieurs étages, fonctionnant à la vapeur, pour faire cristalliser le sulfate d'ammonium qui est ensuite stocké, prêt à être expédié, et peut servir comme engrais ou produit chimique.

12 CONTRÔLE DE LA QUALITÉ DU MILIEU DE TRAVAIL

L'évaluation et le contrôle de la qualité du milieu de travail sont essentiels à la santé et à la sécurité du personnel de l'industrie du nickel. Un programme complet visant à mesurer et à évaluer le degré d'exposition des travailleurs dans les installations de surface et souterraines doit donc être mis sur pied. Les données accumulées au cours d'une année donnent une image de la qualité du milieu de travail, en général.

On devrait mettre en place un tel programme pour définir à quelle quantité de polluants cumulative ou instantanée les employés sont exposés pendant un quart complet (8 h). On tiendra compte de tous les polluants auxquels le personnel peut être exposé, et non seulement de ceux que renferment les produits bruts, qui ne constituent qu'une partie du risque; il ne faut pas négliger les gaz, les solvants, les particules, les émanations, la chaleur et le bruit.

Le programme devrait comprendre un échantillonnage à des points déterminés ("statique") de même qu'un échantillonnage individuel des employés. Le contrôle des principaux polluants peut être fait de façon régulière alors qu'on effectuera des contrôles occasionnels pour les autres. Lorsque aucune ligne directrice provinciale ou fédérale ne prescrit un tel programme, un programme maison est tout indiqué. En voici un modèle :

Contrôle du milieu de travail. – Il devrait être mensuel, se faire à des endroits déterminés dans toutes les installations de surface, et peut-être à certains endroits dans les installations souterraines. Ces points d'échantillonnage seront situés dans des endroits typiques de ceux fréquentés par les employés. En outre, des analyses instantanées devraient être effectuées pour déceler les situations anormales et fournir des résultats supplémentaires. Ce type de contrôle peut servir pour les gaz, le bruit, les particules, les aérosols, etc. Les résultats devraient être enregistrés et archivés, de préférence en ordinateur, en vue d'évaluations futures.

Contrôle de l'exposition professionnelle. – (Échantillonnage d'une durée de 8 h) au niveau des employés. Il peut s'appliquer au bruit, aux particules, aux émanations, à la chaleur, aux gaz, etc. Lorsque l'organisme gouvernemental compétent n'a pas précisé sa fréquence, on peut utiliser ses propres critères internes. Pour une même catégorie d'emploi, l'échantillonnage se fait une fois par année, au niveau d'un employé sur cinq, dans le cas des particules et des gaz. Pour le bruit, la proportion dépend du niveau sonore : un employé sur dix si le niveau est inférieur à 90 dBa, et un employé sur cinq, s'il est supérieur à 90 dBa. On peut aussi effectuer des contrôles rapides pour déceler les variations du degré d'exposition. Les catégories d'emploi pour lesquelles les résultats sont presque semblables peuvent être judicieusement réunies de façon à ne former qu'un groupe d'exposition. Pour chaque employé retenu, on devrait noter certains détails comme le port d'appareils de protection de l'ouïe et des voies respiratoires. Tous les résultats devraient être enregistrés et archivés, de préférence en ordinateur, pour établir des dossiers et en vue d'études épidémiologiques. Une norme provinciale ou fédérale peut exiger qu'à la retraite d'un employé, son dossier soit conservé pendant un certain temps. On peut se procurer les normes relatives au contrôle du milieu de travail en s'adressant au ministère du Travail ou de la Santé de chaque province et au gouvernement fédéral. En général, les critères d'exposition émanent de chaque province ou du gouvernement fédéral, de l'*American Conference of Governmental Industrial Hygienists* (ACGIH) (42) et, jusqu'à un certain point, du *National Institute for Occupational Safety and Health* (NIOSH) (43) des États-Unis.

Le matériel utilisé comprend ordinairement, mais pas nécessairement, des échantillonneurs gravimétriques (Bendix, Dupont, MSA), des sonomètres (B&K, Metrosonics, Monarch) et des appareils à mesurer les gaz (Dupont, Abcor ou 3M) individuels.

Contrôle de courte durée du milieu de travail. – En général, il n'est pas considéré comme obligatoire, mais il est très utile. L'échantillonnage quasi-instantané permet d'obtenir des données immédiates et peut être avantageux lorsque la situation exige que des mesures soient prises. Des compagnies comme Drager, GCA, MSA et Bendix, ainsi que nombre d'autres, vendent des appareils spécifiques permettant d'identifier et d'analyser sommairement des gaz, de mesurer la quantité de poussière, de bruit, etc.

Échantillonnage des opérations métallurgiques. – Il devrait s'appliquer à l'air ambiant une fois par année (ou aussi souvent que la loi l'exige) pour déterminer la nature des contaminants ainsi que les variations annuelles du degré d'exposition. On se sert ordinairement d'un échantillonneur à grand débit (de 0 à 100 m^3/h) pour prélever un échantillon tout venant qui sera soumis à une analyse complète afin de rechercher les composés majeurs et mineurs qui peuvent présenter des risques.

Contrôle des gaz d'échappement des véhicules. – On doit se soumettre aux prescriptions des lois provinciales sur les mines et le travail concernant les moteurs à combustion interne utilisés dans les installations souterraines. Il faut contrôler les échappements de monoxyde de carbone des chariots-élévateurs à fourche ou des autres véhicules motorisés utilisés dans les installations de surface pour s'assurer que les conditions de travail sont acceptables.

Contrôle irrégulier des polluants non mentionnés dans le programme de contrôle de l'exposition professionnelle. Il est d'intérêt vital. Les polluants comme le mercure, le plomb, les solvants et l'amiante, pour ne nommer que ceux-là, peuvent en général être classés comme exceptionnels : les travailleurs de l'industrie du nickel n'y sont pas exposés de façon régulière. Dans les endroits où de tels polluants sont présents, il faut prendre les dispositions nécessaires pour les identifier, les contrôler et améliorer les conditions de travail.

Analyses. – On emploie généralement les meilleures méthodes reconnues ou des méthodes internes éprouvées, fondées par exemple sur l'absorption atomique, la diffraction des rayons X, la chromatographie en phase gazeuse et les méthodes traditionnelles d'analyse chimique. En outre, l'ACGIH et la NIOSH (44) ont recommandé des méthodes pour l'analyse de nombreux polluants.

Les *moyens ordinairement utilisés* pour réduire les risques d'exposition dans le milieu de travail sont l'aération locale et générale (c'est-à-dire, des moyens mécaniques), l'emploi d'appareils individuels de protection comme les masques respiratoires, les bouche-oreilles et les cache-oreilles antibruit, et les mesures administratives (accès limité des employés, ou temps limité d'exposition). L'installation d'un circuit général d'aspiration et l'élimination des polluants au moyen de laveurs, de dépoussiéreurs à couches filtrantes et d'électrofiltres sont des méthodes antipollution essentielles. À l'aide de systèmes sûrs d'élimination des polluants, on peut recycler, en respectant les critères établis, l'air vicié qui a été épuré par des moyens mécaniques.

1. ÉCHANTILLONNAGE À GRAND DÉBIT

Les échantillonneurs sont munis de régulateurs ou d'enregistreurs de débit, et on les étalonne avec des manomètres pour obtenir des lectures précises.

2. *PRÉLÈVEMENT INDIVIDUEL – POUSSIÈRES ET SO_2*

Tous les échantillons de particules et d'émanations sont prélevés à l'aide de pompes attachées à l'employé; la tête-sonde doit se trouver le plus près possible de l'appareil respiratoire. L'étalonnage se fait au moyen de débitmètres à bulles ou de débitmètres normalisés à gaz type sec. Il existe des appareils passifs (Abcor, 3M, Dupont) et des impacteurs réguliers pour les gaz que l'on s'attend normalement à retrouver dans une mine ou une fonderie.

3. *ÉCHANTILLONNAGE INDIVIDUEL – BRUIT*

Les sonomètres individuels sont munis d'un microphone placé près de l'oreille, parfois à l'intérieur du cache-oreilles. Ils sont réglés d'après les critères de l'ACGIH : 100 p. 100 équivaut à un L_{eq} de 85 dBa pendant 8 h, et tous les bruits dont l'intensité est supérieure à 80 dBa sont enregistrés. On étalonne les appareils avant et après usage avec des instruments appropriés.

4. *DIVERS*

On emploie des tubes à lecture directe contenant des indicateurs colorimétriques (Draeger, Castec) ainsi que des appareils de mesure et des détecteurs de gaz; l'étalonnage se fait tel qu'indiqué. On peut prélever des échantillons de vapeurs organiques au moyen de tubes contenant du charbon et reliés à une pompe individuelle ordinaire.

5. *FRÉQUENCE DE L'ÉCHANTILLONNAGE*

Un employé sur cinq sera soumis à des contrôles (au moins six par année). Les groupes peuvent comprendre entre une et plus de 100 personnes, les grands groupes étant constitués de travailleurs dans les installations souterraines. La fréquence des contrôles, pour un groupe, varie entre six et 20 ou plus par année.

13 DESCRIPTION DES PROCÉDÉS POUR LES LATÉRITES

De façon générale, on peut diviser les procédés employés pour extraire le nickel des minerais latéritiques en procédés pyrométallurgiques et hydrométallurgiques. Des exemples types de chacun de ces procédés seront donnés.

13.1 Procédés pyrométallurgiques

13.1.1 Fusion réductrice pour obtenir une matte de nickel. – Ce procédé est employé au Guatemala où les compagnies INCO et Hanna exploitent en commun une entreprise. INCO utilise une méthode à peu près semblable en Indonésie. On peut en voir le schéma à la figure 18; pour de plus amples renseignements, on consultera la référence 45.

Au Guatemala, l'extraction se fait à ciel ouvert, à raison de 670 000 t/j d'un minerai titrant 1,95 p. 100 de nickel. On commence par enlever l'abondante végétation tropicale en la coupant et en la brûlant, et en nettoyant le terrain au bouteur; on récupère un peu de bois. À l'aide de décapeuses et de pelles mécaniques, on enlève le mort-terrain que l'on transporte par camion dans une décharge. À mesure que le minerai est abattu, on emploie le mort-terrain pour remblayer les vides. Lorsqu'on est près de la couche de minerai, on creuse des trous de sonde profonds pour prélever des échantillons afin de découvrir les nids de stériles qui restent dans la zone de contact irrégulière entre le minerai et le mort-terrain. Il est très important que le minerai contienne le moins possible de stériles parce qu'il n'existe pas de méthodes pour l'enrichir.

Le minerai, sur des fronts de taille d'environ 11 m, est extrait au moyen de chargeuses à benne frontale et transporté par camion. L'abattage par explosifs n'est pas nécessaire. On se sert de pelles rétrocaveuses lorsqu'on atteint le fond du gisement.

Le minerai tout-venant passe dans un concasseur à deux cylindres. On stocke en tas la fraction de calibre inférieur à 150 mm à l'aide d'un élévateur d'empilage culbuteur qui permet de mélanger quelque peu le minerai humide. Au moyen d'une chargeuse à benne frontale, on transporte ce dernier à un sécheur rotatif. Une chambre extérieure chauffée à l'huile résiduelle fournit les gaz chauds qui servent au séchage. La teneur en humidité du minerai passe de 30 à 20 p. 100, après quoi on le classifie à l'aide d'un crible rotatif. Le refus de calibre supérieur à 100 mm est retourné au concasseur de minerai humide, et la fraction de calibre intermédiaire (supérieure à 40 mm), après avoir été broyée dans un concasseur Hazemag, est réunie à la fraction de calibre inférieur à 40 mm. Ce minerai partiellement séché est entassé par tas représentant d'ordinaire 36 000 t humides, soit la production d'environ 2 semaines. La composition du minerai doit être le plus uniforme possible parce que les variations de la teneur en nickel, en fer, en silice et en magnésie influent sur le résultat du traitement métallurgique. À cette fin, la mise en tas du minerai séché se fait au moyen d'un élévateur d'empilage et son prélèvement au moyen de chargeuses à benne frontale qui se déplacent perpendiculairement par rapport à l'élévateur.

Les gaz du sécheur sont épurés dans des multicyclones puis rejetés dans l'atmosphère. La poussière récupérée est malaxée puis ajoutée au stock de minerai sec.

La réduction sélective du nickel et du fer s'effectue dans un four rotatif; des brûleurs sont installés à la sortie et le long du four. Les gaz et le minerai circulent à contre-courant. On peut diviser le four en trois parties qui correspondent aux zones de séchage, de préchauffage et de réduction. Dans la zone de séchage, les 20 p. 100 d'eau qui restent sont éliminés grâce à la

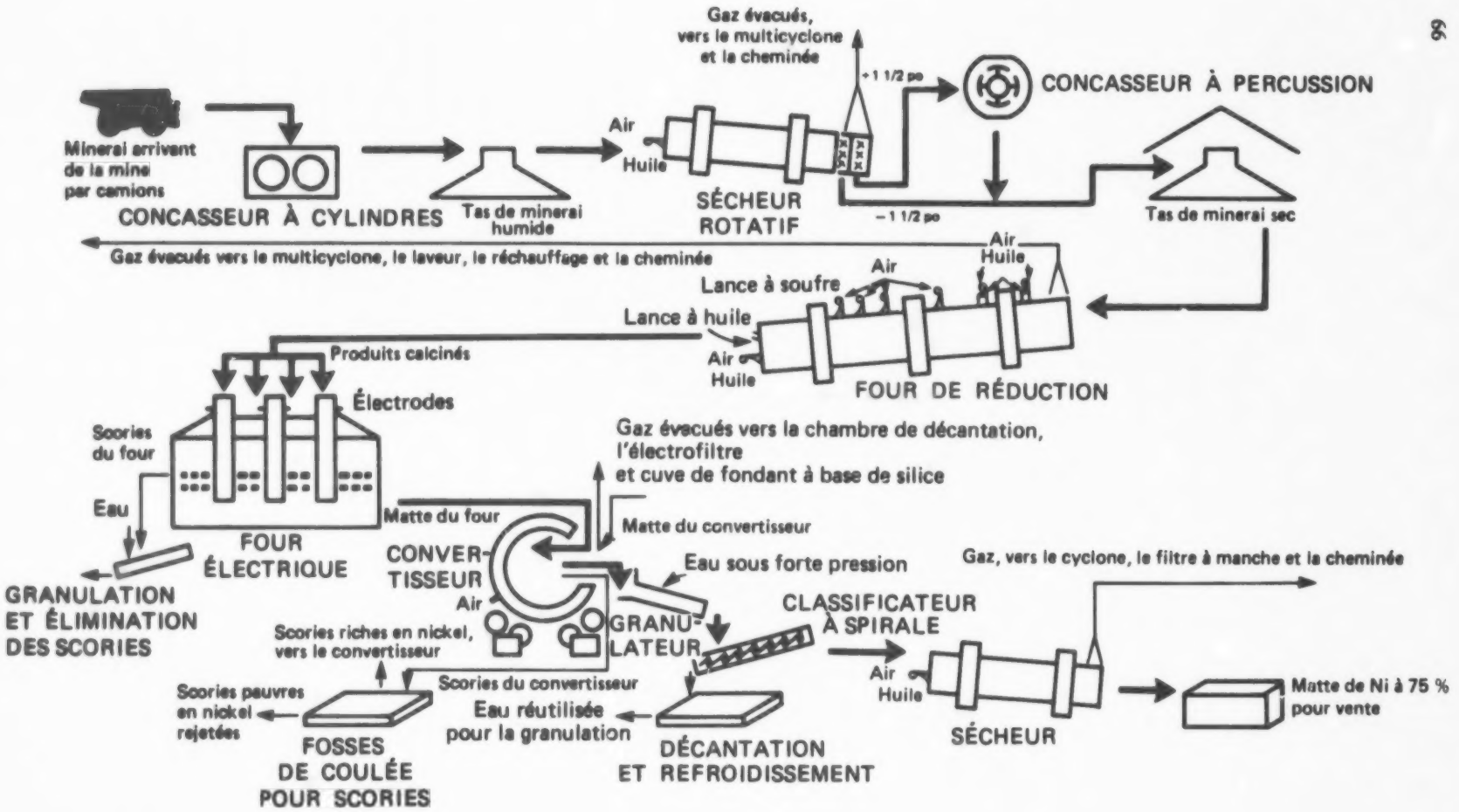


FIGURE 18 Schéma du procédé EXMIBAL (Guatemala)

chaleur fournie par deux brûleurs installés sur le four. Dans la zone de préchauffage, la température du minerai passe de 470 à 1120 K, et il perd les 10 à 12 p. 100 d'eau de cristallisation qu'il contient. La chaleur nécessaire est fournie par le courant de gaz chaud en provenance de la zone de réduction ainsi que par l'air injecté dans la zone de préchauffage pour brûler les matières combustibles contenues dans les gaz. La troisième zone est celle où s'effectue la réduction; on sulfure le nickel en injectant du soufre par l'orifice de sortie du four. On injecte de l'huile au moyen d'un jet à oscillation sur la surface du minerai chaud, et les produits de craquage agissent comme réducteurs. On décharge le produit calciné à 1170 K dans un réservoir intermédiaire couvert qui sert à alimenter le four électrique.

La poussière du four rotatif est recueillie au moyen de multicyclones et d'un laveur à Venturi, malaxée puis retournée au four rotatif.

On complète la réduction dans un four électrique circulaire en employant comme réducteur le résidu de carbone provenant de l'huile injectée. Le four est chargé à pleine capacité avec le produit stocké dans les réservoirs intermédiaires. La matte est coulée dans des poches et acheminée à l'atelier de convertissage. Les scories sont granulées dans une cuve et transportées par camion jusqu'à un crassier; elles contiennent ordinairement 0,2 p. 100 de Ni, 18 p. 100 de Fe, 0,3 p. 100 de S, 42 p. 100 de SiO_2 et 28 p. 100 de MgO.

Finalement, on déferre la matte dans un convertisseur en lui ajoutant un fondant à base de silice pour scorifier le fer. On verse les scories dans des fosses de coulée, et, selon leur teneur en nickel, on s'en débarrasse ou on les retourne au convertisseur avec le fondant. La matte du convertisseur est granulée, séchée et conditionnée en vue de l'affinage; elle contient ordinairement 77 p. 100 de Ni, 06 p. 100 de Fe et 22 p. 100 de S.

Les gaz du convertisseur sont épurés au moyen d'une chambre de décantation et d'un dépoussiéreur électrostatique. On recueille aussi la poussière du sécheur et celle qui résulte des opérations de transbordement. On vérifie régulièrement les appareils d'épuration des gaz pour s'assurer que la poussière ne s'échappe pas.

13.1.2 **Production de ferronickel.** – Plusieurs compagnies, SLN en Nouvelle-Calédonie, Larco en Grèce, Hanna aux États-Unis et Falconbridge en République Dominicaine, convertissent les minerais latéritiques en ferronickel. Il ne sera question dans ce rapport que du procédé employé par la Falconbridge, qui est le plus moderne. On peut en voir le schéma à la figure 19.

Le procédé d'extraction utilisé par la Falconbridge en République Dominicaine est essentiellement le même que celui utilisé par l'INCO au Guatemala. On décharge le tout-venant (dont la teneur type en nickel est de 1,5 p. 100) sur une grille pour éliminer les morceaux de plus de 760 mm. Les morceaux de minerai encore trop gros sont réduits par un broyeur à cylindres oscillants et un broyeur pneumatique. Pour enlever le minerai humide adhérant et pour séparer la matière tendre et de teneur élevée en nickel qui enrobe les blocs, on le culbute dans un cylindre où les morceaux s'usent par frottement. Le refus à faible teneur et dont le calibre varie entre 50 et 600 mm, est évacué à l'extrémité du cylindre et mis en décharge par camions tandis que le tamisat traverse une série de grilles périphériques.

Le minerai humide est stocké dans des hangars. La mise en tas du minerai et le prélèvement du minerai se font de façon à en assurer le mélange. On se sert de chargeuses à benne frontale pour transporter le minerai vers le sécheur rotatif. Ce dernier, où gaz et minerai se déplacent dans le même sens, est muni d'un trieur à sa sortie; la chaleur provient d'une chambre extérieure de combustion chauffée au naphta. La teneur en humidité du minerai passe de 26 à 19 p. 100. La poussière contenue dans les gaz du sécheur est retenue par des cyclones et ajoutée au produit séché.

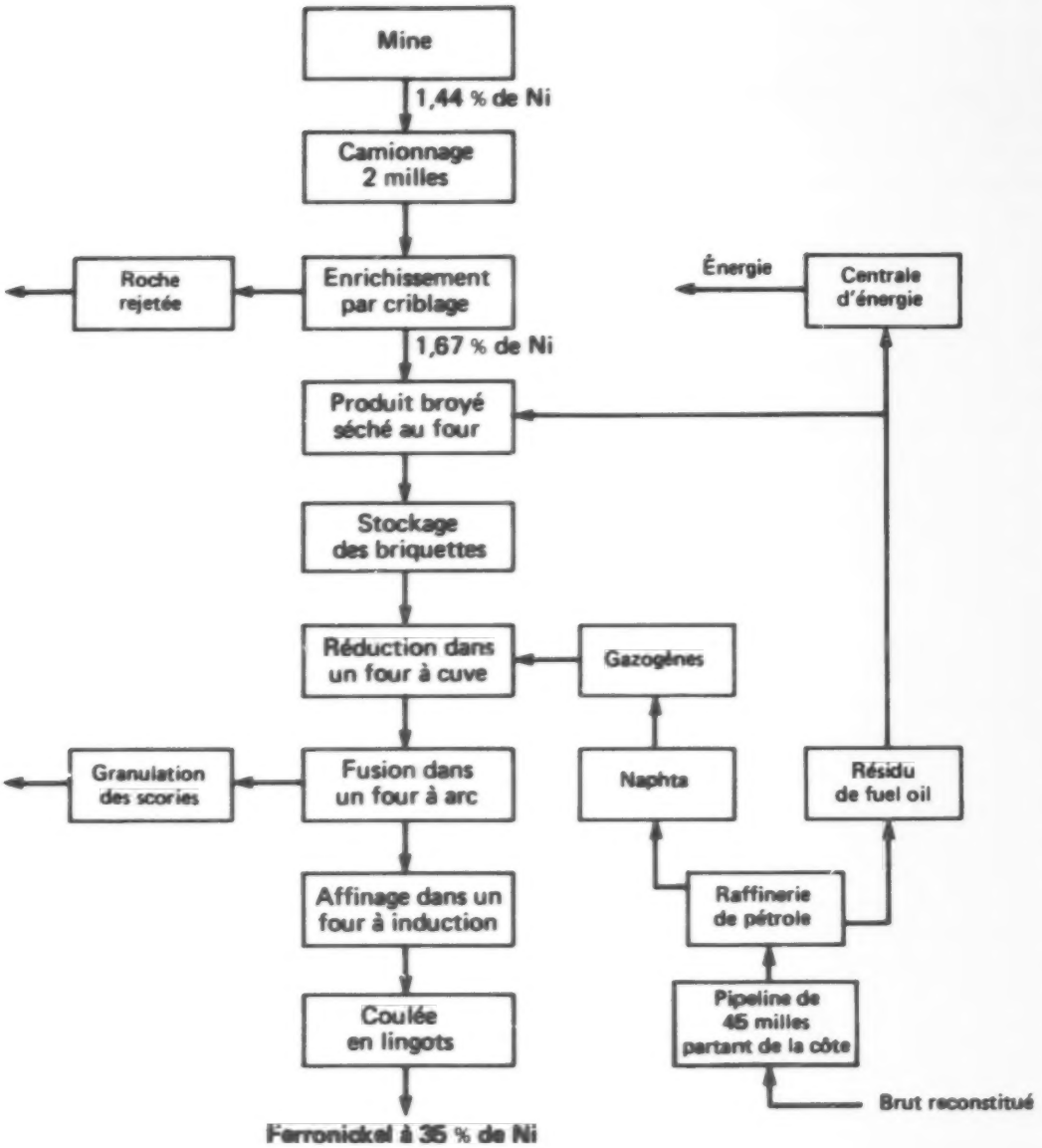


FIGURE 19 Schéma de la réduction et de la fusion à la Ferronickel Falconbridge Dominica (République Dominicaine)

Le tamisat de calibre inférieur à 10 mm est ajouté tel quel au tas de minerai sec. Le refus va dans un broyeur à marteaux puis dans des tamis vibrants; la roche dure et pauvre est rejetée. L'atelier de broyage est doté de systèmes spéciaux de dépoussiérage; on rajoute la poussière au concassé.

Pour faciliter la réduction du minerai partiellement séché dans les fours à cuve, et aussi sa manutention, on l'agglomère en briquettes. Il importe que la charge qui descend dans le four laisse passer les gaz réducteurs ascendants. L'agglomération se fait dans un genre de presse à cylindres, et si le minerai a été bien préparé il n'est pas nécessaire d'ajouter d'eau ou de liants. La presse alimente les fours à cuve.

Les gazogènes, où l'on craque le naphta à l'air, fournissent un courant de gaz réducteurs aux 12 fours à cuve. Chaque four possède son gazogène. Le gaz est refroidi à 1150 °C avant d'entrer dans les tuyères. On emploie du naphta peu soufré pour contaminer le moins possible le ferronickel produit.

Les fours à cuve sont revêtus d'un garnissage réfractaire. Un convoyeur navette distribué également les briquettes dans le gueulard. Les gaz réducteurs entrent par une première série de tuyères qui traversent les parois de la cuve. Ils sont en partie aspirés par une tuyauterie centrale, dépoussiérés dans un cyclone, et réintroduits dans le four avec de l'air par une deuxième série de tuyères. Cet air réagit avec les gaz recyclés et fournit la chaleur nécessaire pour sécher, déshydrater et préchauffer la charge dans la zone supérieure avant qu'elle n'entre dans la zone réductrice. Le produit calciné et réduit sort par le bas du four sous l'action de défourneuses mécaniques. Les gaz évacués sont dépoussiérés dans des cyclones et finalement épurés au moyen de laveurs à Venturi. On ajoute le gâteau humide de filtration au minerai à traiter. Le produit calciné, dont la température atteint 850 °C, est transbordé par wagons-trémies isothermes dans les trois fours électriques, où, fondu, il donne du ferronickel titrant entre 32 et 40 p. 100 de Ni. Les scories sont transportées dans des poches jusqu'au crassier qui se trouve à 2 km de la fonderie; elles contiennent ordinairement 0,15 p. 100 de Ni, 0,01 p. 100 de S, 3 p. 100 de Al_2O_3, 22 p. 100 de FeO, 28 p. 100 de MgO et 46 p. 100 de SiO_2. On coule le ferronickel dans des poches à revêtement réfractaire, qui servent ensuite à l'affinage. Les poches sont munies d'un couvercle qui permet de chauffer la charge au moyen de trois électrodes; l'agitation se fait par induction. L'affinage consiste en une déphosphoration, réalisée par l'addition de chaux vive et de minerai de fer, suivie d'une désulfuration que l'on effectue en ajoutant du ferrosilicium, de l'aluminium, du silicocalcium et de la chaux vive. Une fois l'opération terminée, la poche est amenée sur l'aire de coulée où l'on coule le ferronickel en saumons. En plus du fer, le produit contient normalement 36 p. 100 de Ni, 0,8 p. 100 de Co, 0,3 p. 100 de Si, 0,01 p. 100 de P, 0,08 p. 100 de S et 0,06 p. 100 de C.

L'aération des aires de fusion et d'affinage est importante; en effet, on a déjà eu de la difficulté à éliminer la poussière qui se dégage au voisinage des électrodes. Ces dernières sont placées dans une enceinte spéciale munie de fentes, et la poussière est évacuée dans un filtre à manche.

13.2 Procédés hydrométallurgiques

13.2.1 Lessivage à l'ammoniaque. – La Nicaro Nickel Company, filiale de la Freeport Sulphur Company, a employé ce procédé pour la première fois en 1944, à Cuba (voir fig. 20). Plus récemment, aux Philippines, la compagnie Marinduque a utilisé un procédé dont le principe est fondamentalement le même, sauf que l'opération finale consiste à réduire le nickel en poudre

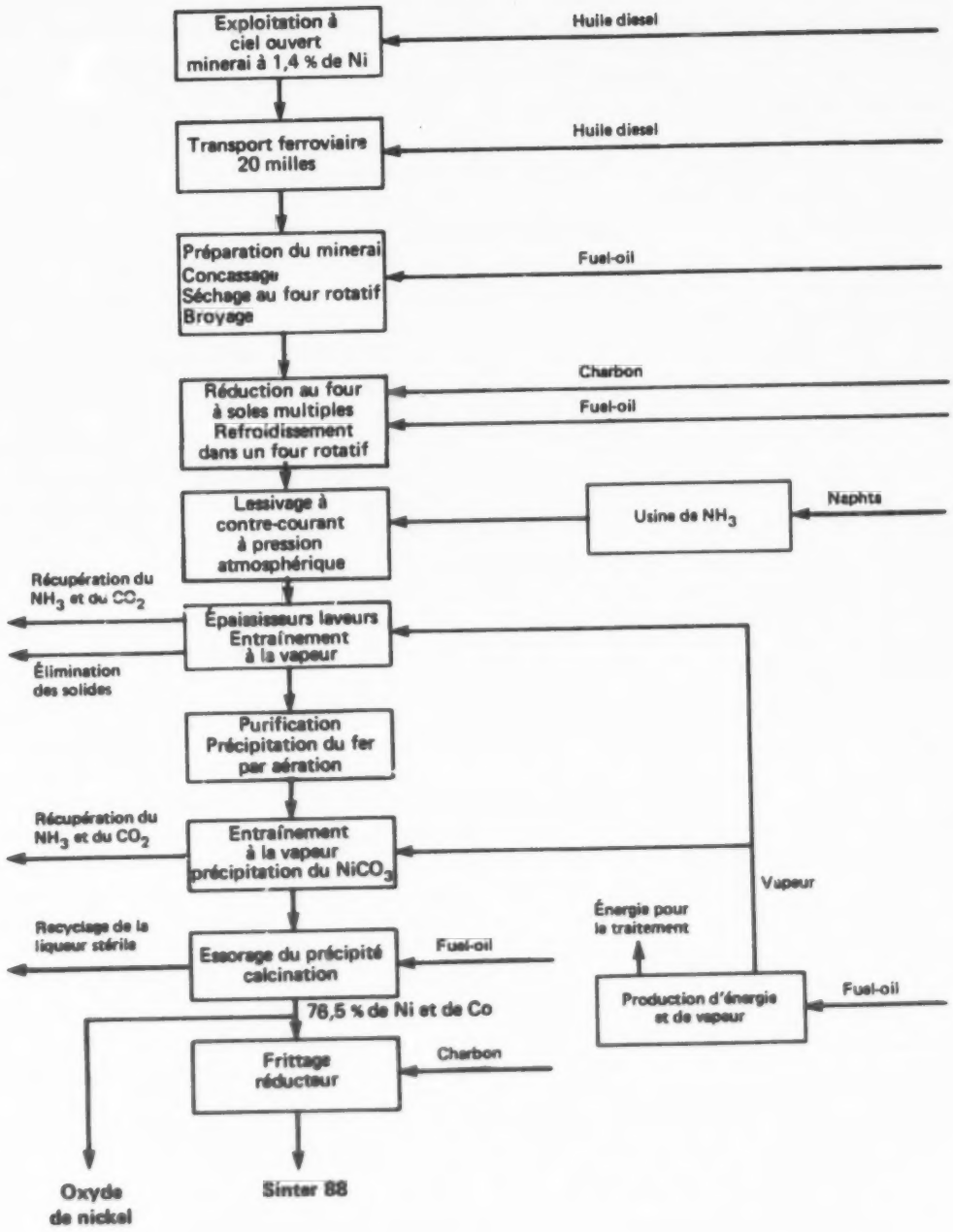


FIGURE 20 Schéma du procédé de lessivage à l'ammoniaque de la compagnie Nicaro (Cuba)

par l'hydrogène sous pression. La dernière étape du procédé utilisé pour le projet Greenvale, en Australie, consiste aussi en une réduction à l'hydrogène qui permet d'obtenir un produit titrant 90 p. 100 de Ni.

Le procédé Nicaro (pour plus de renseignements, voir réf. 45) est essentiellement le même que celui qui est utilisé pour n'importe quel type de latérite. Le minerai humide, qui contient en général de 28 à 36 p. 100 d'eau et 1,4 p. 100 de Ni, est concassé puis séché dans des fours rotatifs où sa teneur en eau est réduite à environ 5 p. 100. Les gaz résiduels sont envoyés dans un cyclone et dans un dépoussiéreur électrostatique, et la poussière recueillie est ajoutée au minerai sec et broyé. La réduction et le lessivage exigent un minerai finement broyé; à cette fin, on emploie un broyeur à marteaux, on fait une classification par air, et on traite les gros grains dans un broyeur à boulets pour obtenir finalement un produit d'un calibre inférieur à 200 mailles au pouce dans une proportion de 90 p. 100.

Le nickel est réduit sélectivement dans 21 fours de réduction à soles multiples; il y a 17 soles par four. Des gazogènes transforment l'anthracite en gaz réducteurs que l'on injecte à contre-courant dans les fours; des chambres de combustion extérieures chauffées à l'huile lourde fournissent la chaleur supplémentaire nécessaire. Pour réaliser la réduction de l'oxyde de nickel tout en réduisant le moins de fer possible, on maintient la température du four à moins de 750 °C. À contre-courant des gaz réducteurs ascendants, des râbles permettent de faire descendre le minerai de façon qu'il séjourne environ 90 mn dans le four.

Le déchargement du four et l'introduction du minerai réduit dans des fours refroidisseurs rotatifs qui tournent dans un bain d'eau se font dans une atmosphère non oxydante. Le minerai sort des refroidisseurs à 150 °C et est envoyé dans une cuve de trempe où se trouve la solution ammoniacale de lessivage qui contient 6,5 p. 100 de NH_3, 3,5 p. 100 de CO_2 et 1 p. 100 de Ni. On ajoute assez de solution pour obtenir une pulpe qui contient 20 p. 100 de solides. Le lessivage s'effectue dans une série de cuves de béton munies d'agitateurs et d'injecteurs d'air. Le nickel réagit avec l'ammoniaque en formant une hexammine stable, et le fer ferreux est oxydé en fer ferrique et précipite sous forme d'hydroxyde gélatineux.

La suspension est traitée dans une série d'épaississeurs où elle est lavée avec une solution d'ammoniaque à 2 p. 100 et une solution contenant 14 p. 100 de NH_3 et 8,5 p. 100 de CO_2 qui provient de l'installation de récupération de l'ammoniaque. Dans le quatrième épaississeur, on doit maintenir la concentration d'ammoniaque à environ 5 p. 100 dans la liqueur concentrée afin d'empêcher le nickel de précipiter.

On sépare l'ammoniaque des rejets de lessivage dans une série d'épaississeurs de lavage. Le rejet final est chauffé et l'ammoniaque est entraînée à la vapeur dans une tour à calottes. Une des caractéristiques essentielles de ce type de procédé de lessivage consiste à récupérer le maximum d'ammoniaque et à diluer le moins possible la liqueur concentrée. Du point de vue écologique, il est également important de récupérer l'ammoniaque absorbée par les stériles; il faut donc voir au bon fonctionnement de la tour à calottes.

La liqueur concentrée contient ordinairement 12 g de Ni, 0,2 g de Co, 65 g de NH_3 et 35 g de CO_2, par litre, ainsi qu'un peu de fer et de fines particules de minerai. On précipite le fer par aération de la liqueur que l'on filtre ensuite. On se sert d'appareils de distillation à calottes chauffés à la vapeur pour chasser l'ammoniaque de la liqueur clarifiée. Cette dernière passe dans une tour de détente, au bas des appareils, et le nickel précipite à l'état de carbonate alors que l'ammoniaque titre à 2 p. 100. Les vapeurs d'ammoniaque distillée sont récupérées et lavées à l'eau. On ajoute les quantités supplémentaires d'ammoniaque et de dioxyde de carbone produits à la centrale d'énergie afin de préparer une nouvelle solution d'attaque pour les épaississeurs.

On concentre et filtre la suspension de carbonate de nickel, puis, par calcination du gâteau dans un four rotatif, on obtient de l'oxyde de nickel contenant 76,5 p. 100 de Ni, 0,6 p. 100 de Co, 0,04 p. 100 de S et 0,25 p. 100 de Fe. On boulette l'oxyde avec du charbon et on le fritte; le produit final est ainsi plus facile à manipuler en aciérie, et sa teneur en nickel s'élève à environ 88 p. 100.

L'élimination des stériles du traitement hydrométallurgique des minerais de nickel constitue un problème écologique d'importance. L'ammoniaque servant au lessivage et présente en traces dans les stériles rejetés ainsi que dans divers autres effluents peut aussi polluer les eaux de surface. D'ordinaire, on récupère en tout 76 p. 100 du nickel par le lessivage à l'ammoniaque, ce qui est très faible comparativement au taux récupéré par voie pyrométallurgique, qui est de 85 p. 100 ou plus.

13.2.2 **Lessivage sous pression à l'acide sulfurique.** – Ce procédé (voir fig. 21) a également été mis au point par la Freeport Sulphur Company pour son usine de Moa, à Cuba, seul endroit où on l'utilise. À la suite d'études de faisabilité, INCO a envisagé de l'employer pour traiter la fraction limoniteuse du minerai qu'elle exploite en Indonésie. Comparativement au procédé d'extraction à l'ammoniaque, le procédé à l'acide sulfurique permet de récupérer un fort pourcentage de nickel et de cobalt, soit environ 90 p. 100. Autre aspect intéressant : sa consommation d'énergie est relativement faible par rapport à celle d'autres procédés.

À l'usine de Moa, le minerai traverse une grille qui arrête les morceaux de trop gros calibre, puis est réduit en pulpe. Celle-ci est d'abord écumée puis débarrassée des particules de minerai de calibre supérieur à 20 mailles au pouce, par criblage. La pulpe, qui contient 30 p. 100 de solides, s'écoule par gravité jusqu'à l'installation de traitement, 5 km plus loin.

On concentre la pulpe à 45 p. 100 de solides, et on la soumet ensuite à un préchauffage à la vapeur pour la porter à 75 °C. À l'aide de pompes à surpression et de pompes d'alimentation à haute pression, on introduit la pulpe dans une tour de chauffage où l'on injecte directement de la vapeur sous 40 atmosphères pour réaliser les conditions propices à la réaction. La pulpe coule ensuite par gravité dans des autoclaves dont le revêtement de brique et de plomb permet de résister à la température élevée (230 °C) et à la forte pression (40 atmosphères) auxquelles s'effectue le lessivage. On ajoute de l'acide sulfurique concentré dans le premier des quatre autoclaves installés en série.

Dans ces conditions, le lessivage du minerai riche en fer est sélectif, un peu de fer seulement passe en solution, et environ 95 p. 100 du nickel et du cobalt sont dissous.

C'est surtout la proportion d'acide et de minerai qui varie au cours de la réaction. Le temps de séjour en autoclave est de 1 à 2 h. La surverse de la dernière unité passe dans un échangeur de chaleur où la suspension lessivée est refroidie à 135 °C. On obtient en même temps de la vapeur industrielle sous pression réduite.

On sépare les stériles de la liqueur concentrée dans une série de six épaississeurs. Pour le lavage, on emploie de l'eau douce. On neutralise, par une suspension de corail, l'acide libre que contient la liqueur diluée, et on obtient un concentré riche en nickel et en cobalt en précipitant ces deux métaux au sulfure d'hydrogène. Pour réaliser une bonne récupération sans que le précipité contienne trop de fer et d'aluminium, il importe de maîtriser le pH tout au cours de l'opération.

Le corail qui sert à la neutralisation provient de la boue draguée de la zone de récifs avoisinante. On élimine la boue et on la lave dans des épaississeurs pour la déchlorurer; on obtient une suspension contenant plus de 40 p. 100 de solides qui titrent plus de 90 p. 100 de carbonate de calcium. Le gypse formé lors de la neutralisation est ajouté à la pulpe lessivée dans les épaississeurs de lavage et est rejeté en même temps que les rejets de lessivage.

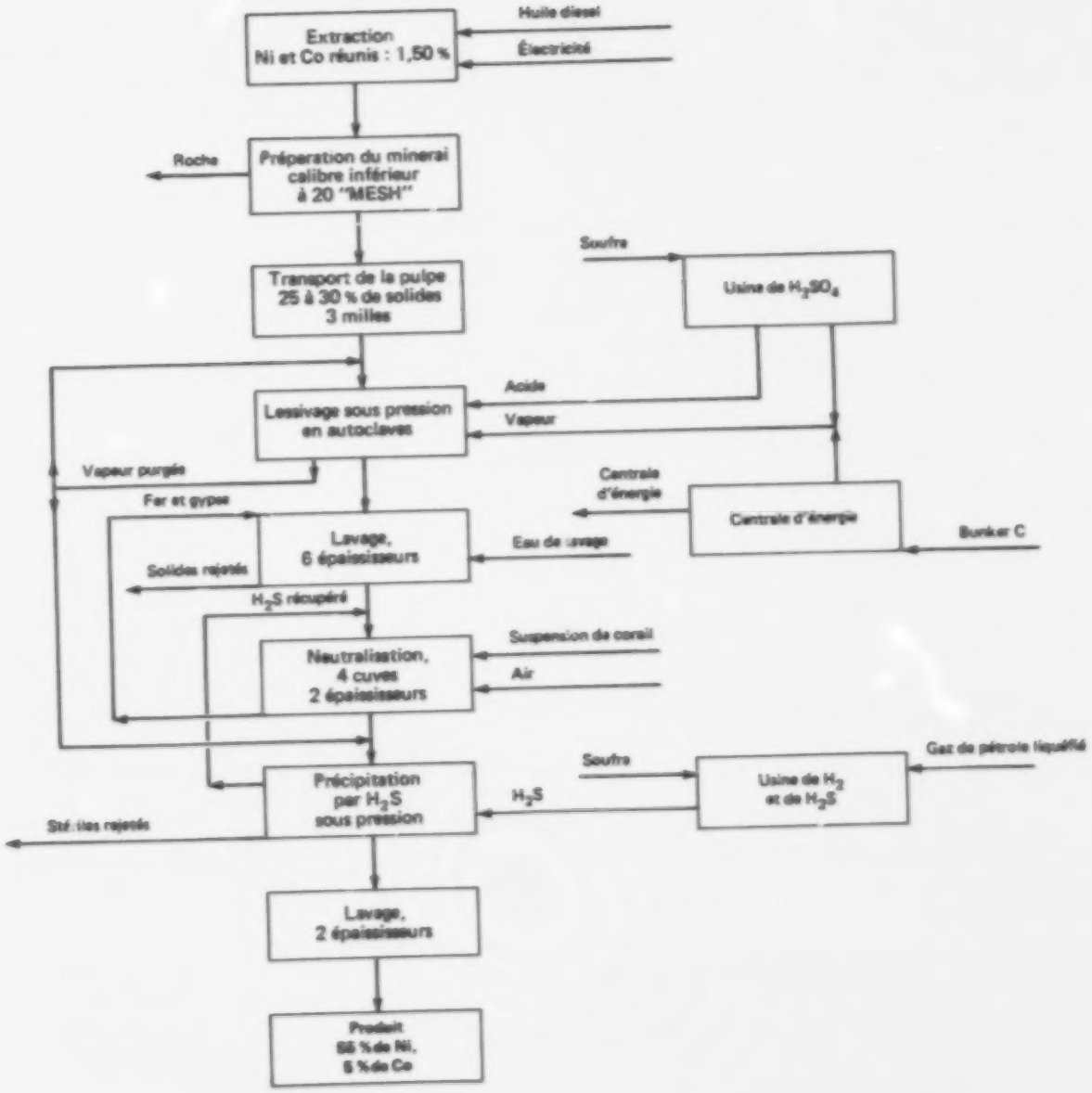


FIGURE 21 Schéma du procédé de lessivage sous pression à l'acide – usine MOA (Cuba)

On utilise la vapeur des tours de détente qui reçoivent la pulpe après le lessivage pour préchauffer à 75 °C la liqueur neutralisée. On porte la température à 120 °C, et on introduit la liqueur dans un autoclave où on injecte, de façon à maintenir une pression de 10 atmosphères, du sulfure d'hydrogène très pur pour précipiter le nickel et le cobalt. Pour catalyser la réaction, on ajoute du sulfure déjà précipité.

La suspension de sulfures obtenue est soufflée dans une tour de détente, qui permet de récupérer le sulfure d'hydrogène et de la réutiliser, puis épaissie de façon à finalement titrer 55 p. 100 de Ni, 6 p. 100 de Co, 1 p. 100 de Cu et 36 p. 100 de S.

En 1959, la Freeport Sulphur Company a construit une affinerie à Port Nickel, en Louisiane, pour traiter ce concentré. Depuis que le gouvernement cubain a pris possession de l'usine de Moa, l'affinage se fait en Russie.

14 TECHNIQUES D'AVENIR EN HYDROMÉTALLURGIE

Les procédés hydrométallurgiques servent depuis un certain nombre d'années pour traiter certains minerais nickélifères sulfurés (compagnies Sherritt Gordon et Western Mining) et à base d'oxydes (compagnies Nicaro et Marinduque, usine de Moa, et projet Greenvale), et se sont révélés supérieurs à la pyrométallurgie. Au cours des dernières années, l'hydrométallurgie des sulfures s'est améliorée; en voici un aperçu accompagné d'une analyse des possibilités qui en résultent.

Les principaux avantage de l'hydrométallurgie sur les procédés actuels de fusion sont l'amélioration des conditions de travail, la facilité avec laquelle les opérations peuvent être automatisées et effectuées en continu, et l'élimination des émissions de faible teneur en dioxyde de soufre et souvent intermittentes.

Les sulfures des minerais ou des concentrés sont transformés en soufre élémentaire, qui n'est pas nocif, ou en sulfates, que l'on peut vendre sous forme de sulfate d'ammonium ou éliminer sous forme de gypse. Il est évident qu'il est bien plus avantageux de produire du soufre élémentaire, qui peut précipiter dans une atmosphère oxydante et seulement en milieu acide. Ordinairement, les solutions acides utilisées contiennent des sulfates, des chlorures, des nitrates ou un mélange de ces ions.

Lorsqu'on lessive la pyrrhotite et la pentlandite sous une pression d'oxygène d'environ 7 atmosphères, entre 45 et 60 °C, les sulfures sont oxydés en soufre élémentaire. Dans certaines conditions, jusqu'à 80 p. 100 du soufre se transforme en soufre élémentaire, environ 20 p. 100 s'oxyde en sulfate ou en acide sulfurique, et plus de 90 p. 100 du nickel, du cobalt et du cuivre se dissolvent. Des travaux considérables ont porté sur les conditions de lessivage, le broyage ultra-fin des matières à lessiver, l'emploi de catalyseurs, la dispersion du soufre élémentaire au moyen d'additifs, etc.

On a aussi beaucoup travaillé sur l'utilisation des chlorures. Les compagnies Cyprus, Duval et Falconbridge ont employé l'acide chlorhydrique, le chlore ainsi que des oxydants comme le chlorure ferrique, le chlorure cuivrique et l'oxygène. Tous ces procédés d'extraction trouveront des applications.

Au Canada, en raison de la composition des gisements de nickel (la pentlandite est largement entremêlée à la pyrrhotite), l'enrichissement donne un concentré de pyrrhotite contenant environ 1 p. 100 de Ni ainsi qu'un concentré de Ni à 10 p. 100; ce dernier comprend deux fractions, l'une riche et l'autre pauvre, contenant respectivement environ 16 p. 100 et 4 p. 100 de Ni. Les nouvelles installations traiteront sans aucun doute les concentrés de pyrrhotite par voie hydrométallurgique.

Les futures installations traiteront les concentrés de nickel de faible teneur (1 à 5 p. 100). Le procédé consistera possiblement à broyer finement le concentré, à en faire une pulpe avec de l'eau et à effectuer un lessivage à 45 °C sous une pression d'oxygène de 7 atmosphères pour dissoudre le nickel, le cobalt et le cuivre; environ 20 p. 100 du soufre s'oxydera en sulfate, et 80 p. 100 environ se retrouvera à l'état élémentaire. Ce dernier sera séparé du résidu attaqué par flottation et pourra être mis en bassin, ou encore le concentré (contenant environ 95 p. 100 de S^0) sera fondu, filtré à chaud et vendu. Des épaississeurs de lavage serviront à séparer et à laver à contre-courant les métaux dissous de la solution. Les solides de la souverse

seront neutralisés à la chaux et envoyés dans un bassin à stériles. Quant à la liqueur concentrée de nickel, de cobalt et de cuivre, on la traitera par un solvant pour en séparer ces métaux et les extraire par voie électrolytique, ou on y précipitera ensemble tous les hydroxydes qui seront ensuite filtrés et purifiés.

15 TECHNIQUES D'AVENIR EN PYROMÉTALLURGIE

Conscients des graves problèmes que représente la pollution atmosphérique pour l'industrie du nickel, les pyrométallurgistes étudient les possibilités de réduire davantage les émissions de dioxyde de soufre et de particules. La plus grande fonderie de nickel au monde, celle d'INCO à Copper Cliff, utilise des fours de grillage à soles multiples et des fours à réverbère qui émettent en continu des gaz de faible teneur en SO_2 ainsi que des convertisseurs qui produisent des gaz un peu plus riches en SO_2 et dont le débit est variable. Aucun de ces gaz ne se prête facilement à la récupération du SO_2 sous forme d'acide sulfurique parce que leur teneur en dioxyde de soufre est faible ou variable, ou pour ces deux raisons à la fois. Connaissant les graves difficultés auxquelles l'industrie américaine du cuivre a dû faire face lorsqu'elle a essayé d'installer des usines d'acide sulfurique pour traiter les gaz d'anciennes fonderies où ce genre de traitement n'avait pas été prévu, les métallurgistes de l'industrie du nickel voudront probablement examiner d'autres procédés de fusion qui permettront de réduire à la fois la pollution et les coûts de traitement des concentrés de nickel.

Dans la nouvelle fonderie mise en service par Falconbridge en 1978, les fours de frittage et les hauts fourneaux ont été remplacés par des fours de grillage à lit fluidisé et des fours électriques. Les fours de grillage produisent en continu un gaz riche en SO_2 qui est traité dans une usine d'acide; on récupère ainsi environ 50 p. 100 du SO_2 qui se forme au cours de la fusion.

Le procédé Outokumpu de fusion éclair, inauguré à Harjavalta, en Finlande, a été employé par la Western Mining à son usine de Kalgoorlie, en Australie, et par la Bamangwata Concession à sa fonderie de Pikwe, au Botswana. Ce procédé permet de transformer facilement le SO_2 en acide sulfurique parce qu'il y a production d'un courant continu de gaz riche en dioxyde de soufre et qui contient de 75 à 80 p. 100 du SO_2 qui se forme au cours des opérations; c'est à Harjavalta seulement qu'on a construit une usine d'acide. Au tout début, les gaz du four-éclair de la fonderie de Pikwe étaient traités dans une installation où on réduisait par le charbon le SO_2 en soufre élémentaire, mais on a cessé ce traitement en raison de difficultés techniques. La nouvelle fonderie de cuivre de la Phelps Dodge, à Hidalgo, avait été dotée d'une installation destinée à réduire par le naphta le dioxyde de soufre produit par le nouveau four Outokumpu de fusion éclair, mais le projet a été relégué aux oubliettes avant que l'usine de soufre soit mise en service parce qu'il n'était plus rentable en raison de la hausse des prix du combustible. Ce sont maintenant des usines d'acide qui traitent les gaz du four-éclair et du convertisseur.

Dans le procédé INCO de fusion éclair, on emploie 95 p. 100 d'oxygène pour brûler les concentrés, tandis que dans le procédé Outokumpu, on utilise comme oxydant de l'air préchauffé ou enrichi d'oxygène, ou les deux à la fois. Les émissions du four de fusion éclair de l'INCO qui sert pour le cuivre contiennent 80 p. 100 de SO_2 qui est directement liquéfié et vendu; il pourrait aussi être utilisé pour traiter les concentrés de nickel et produirait également des gaz contenant 80 p. 100 de SO_2, soit plus de 50 p. 100 de tout le SO_2 résultant des opérations de fonderie. Si, toutefois, on ne liquéfiait pas seulement le SO_2 du four-éclair à cuivre, mais qu'on traitait de même le SO_2 du four à nickel, il n'y aurait pas assez de débouchés pour écouler cet énorme surplus, et on transformerait probablement ce dioxyde de soufre additionnel en acide sulfurique au lieu de le liquéfier.

Pour qu'un plus fort pourcentage du SO_2 produit dans une fonderie de nickel puisse se dégager en continu et soit ainsi plus facile à récupérer, il faut que le convertissage se fasse en continu. À Noranada, le procédé employé pour le cuivre, et qui pourrait probablement s'appliquer au nickel, donne des résultats plus que satisfaisants. On y utilise un four cylindrique de convertissage dans lequel on injecte des concentrés de cuivre dont la fusion s'opère par la chaleur d'oxydation de la matte assurée par l'air soufflé au moyen de tuyères immergées. On obtient un "métal blanc" qui contient environ 75 p. 100 de Cu ainsi que des scories cuprifères qui, une fois purifiées par broyage et enrichissement, sont retournées au four. Le métal blanc est transformé en cuivre à soufflure dans des convertisseurs classiques. Ordinairement, au moins 75 p. 100 du SO_2 produit lors de la fabrication du cuivre à soufflure provient du réacteur en continu; son débit est régulier, et sa concentration dans l'effluent gazeux est suffisante pour qu'on puisse le transformer en acide sulfurique. Pour traiter ainsi les concentrés de nickel, il faudrait trouver une autre façon de purifier les scories parce que la méthode employée pour le cuivre n'est pas applicable au nickel. Les scories de nickel pourraient être purifiées dans un autre four, par des méthodes pyrométallurgiques appropriées.

Depuis peu, on expérimente en unité pilote, dans des parties séparées d'un même four, les opérations simultanées suivantes : fusion éclair des concentrés de nickel, convertissage de la matte et extraction des métaux des scories.

D'autres procédés méritent d'être étudiés : changer par exemple le procédé classique de grillage, de fusion dans un four à réverbère ou dans un four électrique et de convertissage en discontinu, pour qu'il ne se dégage plus de SO_2 des convertisseurs. Cela serait possible en utilisant des fours de grillage à lit fluidisé pour éliminer une très grande partie du soufre contenu dans les concentrés de nickel; le produit calciné contiendrait juste assez de soufre pour former une matte Bessemer nickélifère lors du convertissage de la matte du four.

Voilà certaines des possibilités à étudier si on envisage d'exploiter un gisement sulfuré de nickel. L'exploitation des gisements d'oxyde de nickel comporte un ensemble de problèmes différents, mais d'ordinaire, la pollution par le dioxyde de soufre n'est alors qu'une question secondaire.

RÉFÉRENCES

1. Howard-White, F.B., "Nickel, an Historical Review", Longmans Canada Ltd., 349 p., 1963.
2. Royal Ontario Nickel Commission Report of the Royal Ontario Nickel Commission, King's Printer, Ontario, p. 234 et seq., 1917.
3. Coleman, A.P., "The Sudbury Nickel Field", Rapport du Bureau of Mines, Ontario, Vol. XIV, Part III, 1905.
4. Anon., "The Mineral Industry", Publication annuelle, 1892 à 1941. Publié par *Engineering & Mining Journal*, puis par McGraw-Hill Book Co.
5. Anon., "Minerals Yearbook", 1976 edition, U.S. Dept. of the Interior, Bureau of Mines, 1978.
6. Rayner-Harwill Ltd., "An Introduction to the Nickel Market", avril 1979.
7. Inco Ltd.
8. American Bureau of Metal Statistics Inc., "Non-Ferrous Metal Data", 1979.
9. Carter, J. Edwin, title paper presented to Can. Inst. Mining and Metallurgy, and Winnipeg Soc. of Financial Analysts, Winnipeg (Man.), 9 nov. 1978.
10. Renzoni, L.S., "Extractive Metallurgy at International Nickel – A Half-Century of Progress", *Can. J. Chem. Eng.; 47*, p. 3-11, février 1969.
11. Ilmar J. Martens, "Report on the Nickel Industry", avril 1980.
12. Roskill Information Services Ltd. "Nickel", Second Edition, 1977.
13. Boldt, J.R. et P. Queneau, "The Winning of Nickel", Longmans Canada Ltd., Toronto, 1967.
14. Ferguson, B.A., G. Camposano et J. Apont, "Falconbridge Dominican Ore Handling and Preparation". Travail présenté lors du International Laterite Symposium, New Orleans (La.), 19 au 21 février 1979.
15. Tacey, W.H., "Landscaping and Revegetation Practices Used in Rehabilitation after Bauxite Mining in Western Australia", *Reclamation Review : 2*, n° 3/4, 1979.
16. Musu, R. et J.A.E. Bell, "P.T. Inco's Indonesian Nickel Project", Travail présenté lors du International Laterite Symposium, New Orleans (La.), 19 au 21 février 1979.
17. Inco Exec. & Operating Staffs, "The Operations and Plants of International Nickel Company of Canada Ltd.", *Can. Min. J., 58* : 581-748, nov. 1937, et *Can. Min. J.; 98*, 5, p. 307-556, mai 1946.
18. McConnel, J.B., I.P. Klassen et S.A. Berkovich, "Roasting and Smelting Practice at the Thompson Plant of the International Nickel Company of Canada Limited", *Trans. CIMM, LXVI;* 258-293, 1963.
19. McConnel, J.B. et H.A. Maddison, "The Thompson Smelter", *Trans. CIMM, LXVII* : 249-256, 1964.
20. Paterson, J.G., K.H. Pang et D.F. Cooper, "Computer Control of the Flotation Process at Clarabelle Mill", Actes du 5e congrès annuel, The Canadian Mineral Processors, Ottawa, p. 419-439, jan. 1973.
21. Price, L.S., "Waste Disposal and Wastewater Treatment to Mining Environmental Impact", Travail présenté lors du Eleventh Commonwealth Mining and Metallurgical Congress, Hong Kong, mai 1978.
22. Young, C.A. et T.H. Peters, 1968, "The Use of Vegetation to Stabilize Mine Tailings at Copper Cliff", Actes de la 15th Ontario Industrial Waste Conference, p. 68-77, juin 1968.

23. Michelutti, R., 1974, "How to Establish Vegetation on High Iron-Sulphur Mine Tailings", *Canadian Mining Journal*, p. 54-58, oct. 1974.

24. Spires, A.C., "Studies on the Use of Overburden Soils in Facilitating Vegetative Growth on High Sulphide Tailings", Thèse de maîtrise, Université laurentienne de Sudbury (Ont.) 1975.

25. Winterhalder, K. et T.H. Peters, Données non publiées, 1979.

26. Peters, T.H., "Inco Metals Reclamation Program", *Canadian Mining and Metallurgical Bulletin*, déc. 1978.

27. Queneau, P.E. et Inco Staff, "Metallurgical Improvements in the Treatment of Copper-Nickel Ores", *Trans. CIMM, LI* : p. 192-3, 1948.

28. Schabas, W., "The Sudbury Operations of Inco Metal Company", *Can. Min. J., 98*:5, 10-102, mai 1977.

29. Inco, "The Oxygen Flash Smelting Process of the International Nickel Company of Canada Ltd.," *Trans. CIMM, LVIII*: 166, 1958.

30. Sproule, K., G.A. Harcourt et L.S. Renzoni, "Treatment of Nickel-Copper Matte, Extractive Metallurgy of Copper, Nickel and Cobalt", *AIME* : p. 33-54, 1961.

31. Falconbridge Management and Staff, "The Falconbridge Story", *Can. Min. J., 80*:6, 103-230, juin 1959.

32. Anon., "New Smelter, Acid Plant at Falconbridge to Improve Working Conditions, Efficiency", *Can. Min. J. 99*:5, 34, 37, 41, mai 1978.

33. Hoppe, Richard, Selebi-Phikwe. "Concentrating and Smelting The Nickel Copper Ore", *Engineering and Mining Journal*, mai 1980.

34. Questor Engineering Ltd., "A Study of Air Pollution Control Systems on International Copper and Nickel Smelters", Rapport préparé pour la Direction générale de l'assainissement de l'air, Environnement Canada, Ottawa.

35. EPA – 450/2-74-002a, "Background Information for New Source Performance Standards : Primary Copper, Zinc and Lead Smelters".

36. Environnement Canada, "Étude des procédés de désulfuration dans l'industrie des métaux non ferreux", Direction générale de l'assainissement de l'air, rapport SPE 3-AP-79-8F.

37. Mackiw, V.N. et H. Veltman, "Recovery of Metals by Pressure Hydrometallurgy – The Sherritt Technology", Travail présenté lors d'un voyage d'experts en métaux non-ferreux, délégués en Chine en 1978.

38. Queneau, Paul, C.E. O'Neill, A. Illis, et J.S. Warner, "Some Novel Aspects of the Pyrometallurgy and Vapometallurgy of Nickel", *Journal of Metals*, juillet 1969.

39. "Copper Cliff Nickel Refinery", brochure publiée par l'International Nickel Company of Canada Ltd., Copper Cliff (Ont.).

40. Thornhill, P.E., E. Wigstol, et G. Van Weert, "The Falconbridge Matte Leach Process", présenté au congrès annuel de *AIME*, New York, 26 février au 4 mars 1971.

41. Hoppe, Richard, "Amax's Port Nickel Refines the Only Pure Nickel in the U.S.", *Engineering and Mining Journal*, mai 1977.

42. American Conference of Governmental Industrial Hygienists Threshold Limit Values 1979.

43. NIOSH Manual of Sampling Data Sheets (e.g.) No. S-206.

44. The Occupational Health and Safety Act, S.O., 1978 and Regulations for Mines and Mining Plants, Section 282.

45. Evans, D., R. Shoemaker et H. Veltman (Editors)," International Laterite Symposium Society of Mining Engineerings", New York, 1979.